

ТЕРЕЩУК ВОЛОДИМИР РОМАНОВИЧ

ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК 5041-Ї  
ЛАВИ ШУ «ДНІПРОВСЬКЕ» «ДТЕК ПАВЛОГРАДВУГІЛЛЯ».

184 Гірництво

магістр

2018

## РЕФЕРАТ

### ПРУЖНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН, ШАХТА ІМ. М.І СТАШКОВА, КАМУФЛЕТНЕ ПІДРИВАННЯ, ОХОРОНА ТА ПІДТИМАННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК, МЕТОД СКІНЧЕННИХ ЕЛЕМЕНТІВ.

Дипломний проект виконаний на основі отриманих в період проходження переддипломної практики безпосередньо на шахті проектних даних, що включають робочі креслення на будівництво підготовчої виробки 5041-ї лави, пояснювальну записку до паспорту проведення цієї виробки, а також параметри гірничо-геологічного складу масиву.

В першому розділі розглянутий сучасний стан шахти ім. М.І Сташкова, а саме гірничо-геологічні характеристики та гірничо-технічна характеристика шахти. В другому виконаний аналіз способів охорони та підтримки підготовчих виробок, був вибраний раціональний спосіб охорони виробок, які примикають до очисних вибоїв та розроблений спосіб охорони та підтримки підготовчої виробки в умовах шахти ім. М.І Сташкова. В третьому розділі проаналізовані чисельні методи дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву та розроблений алгоритм дослідження процесу здимання підшви в підготовчій виробці та обґрунтування розрахункової схеми, досліджено напружено-деформований стан приконтурного масиву на сполучені “лава-штрек” і визначено найбільш раціональні заходи з підтримки підготовчих виробок. Четвертий розділ це економічне обґрунтування, такі як основні проектно-кошторисні параметри дослідницької роботи та розрахунок економічної ефективності нового способу охорони та підтримання підготовчих виробок.

Проект виконано у 2018 році при консультативній допомозі професорсько-викладацького складу кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки.

## ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	7
РОЗДІЛ I СУЧАСНИЙ СТАН ШАХТИ ім. М.І Сташкова.....	10
1.1 Гірничо-геологічна характеристика .....	10
1.2 Гірничотехнічна характеристика.....	13
ВИСНОВКИ.....	17
РОЗДІЛ II АНАЛІЗ СПОСОБІВ ОХОРОНИ ТА ПІДТРИМАННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК.....	18
2.1 Аналіз способів підтримання підготовчих виробок .....	18
2.2 Вибір раціональних способів охорони виробок, які примикають до очисних вибоїв. ....	22
2.3 Аналіз причин незадовільного стану виробок в важких гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах в зоні впливу очисних робіт. ....	25
2.4 Розробка способу охорони та підтримання підготовчої виробки в умовах шахти ім. М.І. Сташкова.....	28
ВИСНОВКИ.....	30
РОЗДІЛ III АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО- ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРОДНОГО МАСИВУ НА СПОЛУЧЕННІ "ЛАВА-ШТРЕК" .....	31
3.1 Аналіз чисельних методів дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву. ....	32
3.2 Розробка алгоритму дослідження процесу здимання підосви в підготовчій виробці та обґрунтування розрахункової схеми. ....	33
3.3 Дослідження напружено-деформованого стану приконтурного масиву на сполученні "лава-штрек" та визначення найбільш раціональних заходів з підтримання підготовчих виробок. ....	40
ВИСНОВКИ.....	63

РОЗДІЛ IV ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ.....	64
4.1 Основні проектно-кошторисні параметри дослідницької роботи. ....	64
4.2 Розрахунок економічної ефективності нового способу охорони та підтримання підготовчих виробок. ....	65
ВИСНОВКИ.....	66
ВИСНОВОК.....	67
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ .....	68
ДОДАТОК Локальний кошторис .....	71

## ВСТУП

**Актуальність теми.** Для успішного вирішення проблеми підземного вуглевидобутку необхідна ритмічна безвідмовна робота вугільних шахт, важливим структурним елементом яких є підготовча виробка. Завдяки високому ступеню неоднорідності породного масиву, забезпечення надійного функціонування підготовчих виробок при відносно невеликих витратах на їх спорудження та підтримання є складною науково-технічною задачею.

Перехід в останні роки на відпрацювання пластів в більш складних гірничо-геологічних умовах (в зв'язку зі збільшенням глибини гірничих робіт, введенням в роботу лав на пластах зі слабкими породами та важкообвалювальними покрівлями) привів до погіршення стану гірничих виробок в зоні впливу очисних робіт та до необхідності пошуку нових організаційних та технічних рішень. Особливо актуальна ця задача в зоні впливу очисних робіт, оскільки нормальні умови роботи комплексно-механізованих вугільних вибоїв можливі тільки за умови забезпечення надійного експлуатаційного стану підготовчих гірничих виробок.

Досвід роботи вугільних шахт показує, що існуючі способи охорони та підтримання підготовчих виробок далеко не завжди дозволяють вирішити задачу забезпечення необхідної експлуатаційної стійкості виробок в конкретних гірничо-геологічних умовах.

Прикладом цього є шахта ім. М.І. Сташкова, для якої у зв'язку зі збільшенням глибини розробки дуже серйозною стає проблема здимання порід підпошки в підготовчих виробках. Способи охорони, існуючі на сьогоднішній день, є малоефективними. Тому розробка нових способів охорони та підтримання виробок в умовах, що змінюються гірничо-геологічних умовах, обґрунтування параметрів цих способів на основі вивчення закономірностей взаємодії системи "виробка - породний масив" з урахуванням таких складних процесів, як здимання порід підпошки, є актуальним завданням, що має важливе наукове та практичне значення, вирішенню якої і присвячена магістерська робота.

**Метою досліджень** є розробка способу підвищення стійкості підготовчих виробок зі здиманням підосви в зоні впливу очисних робіт та обґрунтування параметрів цього способу.

**Основна ідея** полягає в використанні комплексу технічних засобів охорони та підтримання підготовчих виробок вугільних шахт, що проводяться в породах які здимаються для підвищення стійкості виробок в зоні впливу очисних робіт.

**Об'єктом досліджень** є стійкість підготовчої виробки вугільних шахт з підосвою що здимається, проведеної в неоднорідному породному масиві в зоні впливу очисних робіт.

**Предметом досліджень** є параметри способу охорони та підтримання підготовчих виробок з підосвою що здимається.

**Основні завдання** дослідження включають:

- вибір об'єкта досліджень;
- виявлення закономірностей зміни напружено-деформованого стану приконтурного масиву підготовчої виробки при використанні нового способу охорони та підтримання;
- визначення раціональних параметрів нового способу охорони та підтримання підготовчої виробки в конкретних гірничо-геологічних умовах.

**Методи досліджень.** Методичну основу досліджень складають комплексний підхід, що включає аналіз та узагальнення літературних даних за темою роботи, математичне моделювання із застосуванням метода скінченних елементів.

**Наукова новизна отриманих результатів:**

- розроблені нові розрахункові схеми та алгоритм чисельного моделювання процесів, що сприяють розвантаженню приконтурного масиву та запобіганню здимання порід підосви;

- встановлені закономірності зміни напружено-деформованого стану приконтурного масиву при здійсненні комплексу послідовних заходів по розвантаженню області породного масиву, найбільш схильною до впливу опорного тиску.

**Практичне значення роботи** полягає в обґрунтуванні параметрів ресурсозберігаючого способу охорони та підтримання підготовчих виробок і розробці рекомендацій щодо їх застосування на шахті ім. М.І. Сташкова в зоні впливу очисних робіт.

## РОЗДІЛ І

### СУЧАСНИЙ СТАН ШАХТИ ІМ. М.І. СТАШКОВА

#### 1.1. Гірничо-геологічна характеристика

Поле шахти ім. М. І. Сташкова розташоване на площі Дмитрівського комплексу ділянок, на стику двох адміністративних районів - Павлоградського та Петропавлівського Дніпропетровської обл. в 30 км на схід від м Павлограда.

Залягання порід і вугілля полого. Кути падіння порід 3 - 4°.

Всі пласти шахтного поля є метаносними. Природна метановість пластів на гірську масу становить від 2 до 10,7 м³/т. Пласти мають дуже незначний вміст вуглекислого газу і водню. За змістом летючих речовин, рівному 40-42%, вугільний пил вибуховий, породній пил силікозних, суфлярні виділення метану відсутні, вугільні пласти безпечні за проявами газодинамічних явищ.

Вугільні пласти і пісковики в більшій частині мають безпосередній вихід під обводнені накоси і тому обводнені. Вологість - 13,5%.

Бічні породи в шахтному полі представлені аргілітами і алевролітами, схильними до розмокання, рідше пісковиками, що характеризуються межею міцності на одновісний в середньому 200-300 кг/см².

Породи безпосередньої і основної покрівлі (аргіліти, алевроліти) – легко обвалюються, нестійкі:  $\sigma_{сж} = 50-200$  кг/см², розмокають у воді до повної втрати несучої здатності. При відпрацюванні пластів можливе обвалення порід покрівлі на висоту 2-3 м.

Породи підосви при розмоканні схильні до інтенсивного здимання. Очікуваний водоприплив при максимальному розвитку гірничих робіт – 7 м³/год.

В геологічній будові шахтного поля беруть участь кам'яновугільні відкладення, повсюдно перекриті палеогеновими, неогеновими і четвертинними утвореннями. Вугільні пласти, які мають промислове значення, приурочені до



відкладів Самарської свити  $C_3$  нижнього відділу карбону. Відкладення свити представлені аргілітами, алевролітами і пісковиками з численними пластами та пропластками вугілля потужністю від 0,1 до 1,1 м. Потужність свити, що має промислову вугленосність (від пл.  $C_{10^B}$  до  $C_1$ ) становить 150-170 м, з глибиною залягання робочих пластів від 100 до 480 м.

Відкладення палеогену на площі шахтного поля розвинені повсюдно і залягають несоосно на розмитій поверхні кам'яновугільних відкладень. Представлені вони тонкими і дрібнозернистими сильно водонасиченими бучакськими пісками потужністю до 25 м, що збільшується з півночі на південь, і харківськими глауконітовими пісками і пісковиками потужністю від 7 до 34 м. Бучанські піски мають пливунні властивості.

Відкладення неогену поширені на вододілах. Представлені вони жовтуватого-сірого кольору кварцитовими дрібнозернистими пісками потужністю від 0 до 36 м.

Четвертинні відкладення розвинені лесовидними суглинками та червоно-бурими глинами потужністю від декількох до 40 м; в долинах пісками потужністю до 18 м.

Водоносні горизонти, поширені на шахтному полі, приурочені до відкладів четвертинного, неогенового, палеогенового, тріас-юрського і кам'яновугільного віку. У четвертинних відкладеннях виділяють два водоносних горизонти, приурочені до лесовидних суглинків, і в алювіальних породах долини річки Самари. У відкладеннях неогенової системи розвинений водоносний горизонт, укладений в пісках сарматського ярусу. Під час ведення гірничих робіт ці водоносні горизонти можуть брати участь в обводнюванні гірничих виробок, але в зв'язку з обмеженими запасами та слабкими фільтраційними властивостями пісків ступінь участі їх зазвичай незначна. У відкладеннях палеогенової системи підземні води укладені в породах київсько-харківської та бучакської світ, які відіграють основну роль у обводнюванні гірничих виробок шахти на тих площах, де вугільні пласти безпосередньо

виходять під бучакські піски, що володіють пливунними властивостями. За Південно-Тернівським скиданням вихід під бучак мають пласти  $C_5$ ,  $C_4$  і  $C_1$ .

У геоструктурному відношенні шахтне поле розташоване на північно-східному схилі Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Ділянка відноситься до родовищ закритого типу, що в значній мірі ускладнює вивчення його тектонічної будови, так як кам'яновугільні відкладення перекриті товщею молодших утворень потужністю до 115 м.

Шахтне поле характеризується, в основному, спокійним, моноклінальним заляганням осадової товщі карбону. Падіння порід у північному та північно-східному напрямках під кутом 3 ... 50, збільшується у зонах тектонічних порушень до 7-10°.

Пологе залягання вугленосної товщі ускладнене низкою великих порушень, якими є Нікольське скидання (амплітуда 70-130 м), який служить природним кордоном шахтного поля на заході і сході.

У свою чергу, від Дмитрівського скидання розвинене скидання «Г». Поздовжній скидання (амплітуда до 196 м) є природним кордоном шахтного поля по падінню на заході і перетинає шахтне поле. На сході від цього порушення розвинені досить значні Петровський скидання (амплітуда 92 м) і скидання «В», що є природним кордоном шахтного поля по падінню на сході. У західній частині розвинені досить значні скиди № 9 і №10.

Під час ведення гірничих робіт виявлено велику кількість дрібніших розривних порушень з амплітудою зміщення до 1,0 м і більше, які були не виявлені геологорозвідкою. З наведених даних випливає, що шахтне поле має дуже складну і до кінця не вивчену тектонічну структуру.

## **1.2. Гірничотехнічна характеристика**

Поле шахти ім. М.І. Сташкова межує на півночі з полем шахти «Дніпровська» і «Самарська», на сході - з полями шахти «Першотравнева» і «Степова».

Межі поля шахти ім. М.І. Сташкова обумовлені наявністю великих тектонічних порушень та є: на півночі і північному сході (по падінню) - Поздовжній «В», Петровський і Західний скиди. На південному заході, півдні і південному сході (по простяганню) Богдановського скидання, вихід пласта  $C_1$  на поверхню карбону, Миколаївського скидання.

У зазначених межах розміри шахтного поля становлять: по простяганню - 14,2 км, по падінню - до 6,0 км.

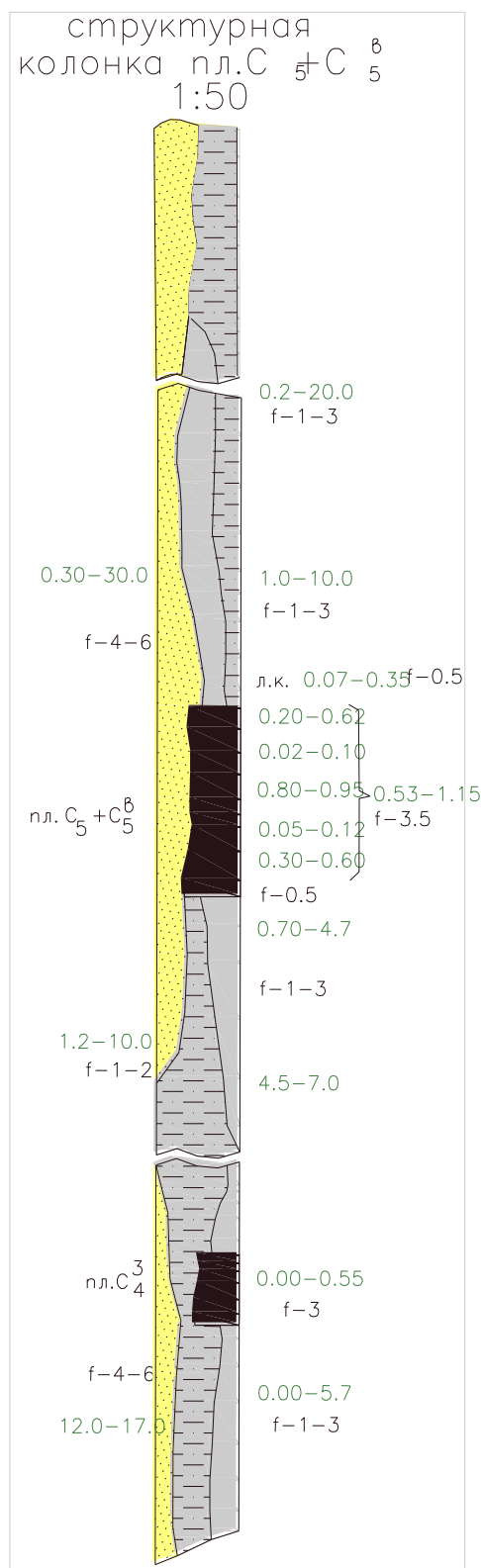
Шахта ім. М.І. Сташкова введена в експлуатацію 24 грудня 1982 року з проектною потужністю 1,5 млн т вугілля на рік. Виробнича потужність, затверджена шахті Мінвуглепромом України, становить 1,1 млн т в рік.

Виходячи із загальної кількості промислових запасів 138 млн т (по рядовому вугіллю) розрахунковий термін служби першочергового блоку №1, має промислові запаси 74,9 млн т становить 50 років. Решта на 01.01.2010 р промислові запаси блоку №1 становлять 34212 млн т. Що залишився термін відпрацювання шахтою запасів в блоці №1 складе 20 років.

У межах шахтного поля шахта відпрацьовує десять пластів Самарської свити (нижній карбон):  $C_{10^B}$ ,  $C_{8^B}$ ,  $C_{6^1}$ ,  $C_7$ ,  $C_6$ ,  $C_5$ , (рис. 1.1)  $C_{4^2}$ ,  $C_{4^B}$ ,  $C_2$  і  $C_1$ .

Основні технічні дані про пласти представлені в таблиці 1.1.

У зв'язку зі значними розмірами шахтного поля, складної тектонічної структурою та нерівномірним розподілом вугленосності, розтин пластів прийнято вертикальними центральними здвоєними стволами глибиною 380 м, з поділом шахтного поля на два окремих блоки з незалежним їх провітрюванням та доставкою вугілля до головного стволу по магістральним конвеєрним виробках. Блок №1 знаходиться в західній частині шахтного поля з розмірами по простяганню близько 5,2 км, розмір блоку №2 по простяганню близько 6,5 км.

Рис. 1.1 Структурна колонка пласта С<sub>5</sub>

Таблиця 1.1

№ п/п	Індекс пласта	Кут падіння , град.	Потужність , м	Глибина розробки , м	Примітка
1	C <sub>10</sub> <sup>В</sup>	2-5	1,05-1,1	350-400	знаходиться в роботі
2	C <sub>8</sub> <sup>В</sup>	2-5	0,71-0,73	350-400	не знаходиться в роботі
3	C <sub>7</sub> +C <sub>4</sub> <sup>В</sup>	2-5	0,67-0,71	350-400	не знаходиться в роботі
4	C <sub>6</sub>	2-5	0,87-0,88	350-400	знаходиться в роботі
5	C <sub>6</sub> <sup>1</sup>	2-5	0,67-0,74	350-400	не знаходиться в роботі
6	C <sub>5</sub>	2-5	0,88-1,04	350-400	знаходиться в роботі
7	C <sub>4</sub> <sup>2</sup>	2-5	0,83-0,86	350-400	знаходиться в роботі
8	C <sub>2</sub> +C <sub>1</sub>	2-5	0,66-0,68	350-400	не знаходиться в роботі

На діючих горизонтах 140 м, 225 м, 300 м пройдені навколоствольні двори. На горизонті 380 м між стволами пройдена збійка та обхідна виробка для уловлювання та видачі на поверхню просипу вугілля і породи, і відкачування води зі зумпфів.

Відповідно до "Проекту будівництва шахти" інституту "Дніпрошахтобуд" пласти C<sub>8</sub><sup>В</sup> і C<sub>8</sub><sup>Н</sup> біля верхньої межі їх відпрацювання на горизонті 140 м розкриті відкатувальним квершлагом довжиною 1100 м. Для розкриття пластів C<sub>5</sub>, C<sub>4</sub><sup>1</sup>, C<sub>6</sub> у верхній їх межі на горизонті 140 м здійснено подальше проведення відкатувального квершлагоу на відстанях 1300 м від пласта C<sub>8</sub> до зустрічі з пластом C<sub>4</sub><sup>1</sup>. Загальна довжина відкатувального квершлагоу на горизонті 140 м - 2400 м. Потім по пластах, що розкриваються, C<sub>8</sub><sup>2</sup>, C<sub>8</sub><sup>Н</sup> і пласту C<sub>4</sub><sup>2</sup> проходяться панельні магістральні і відкаточний конвеєрний штреки на захід і схід шахтного поля. Пласти C<sub>8</sub><sup>В</sup>, C<sub>8</sub><sup>Н</sup>, C<sub>5</sub> і C<sub>4</sub><sup>1</sup> у нижній їх межі відпрацювання на горизонті 225 м розкриті квершлагами довжиною 120 м і 1200 м. Від квершлагів горизонту 225 м по пластах проходять дренажні (вентиляційні) вироблення. За пласту C<sub>7</sub> з горизонту 225 м на горизонт 140 м до зустрічі з пластом C<sub>8</sub><sup>В</sup> пройдений головний конвеєрний квершлаг горизонту 225 м завдовжки 1300 м. Для транспортування вугілля пластів C<sub>5</sub>, C<sub>4</sub><sup>1</sup> і C<sub>6</sub> здійснено

подальше проведення головного конвеєрного квершлягу від пласта  $C_8$  до зустрічі з пластом  $C_4$  на відстані 1250 м.

Проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» відповідно до прийнятої системи розробки - довгі стовпи по повстанню - прийнята панельна схема підготовки. При відпрацюванні проходяться панельні магістральні відкаточний і конвеєрний штреки, які є загальними для пласта  $C_{8^v}$  і  $C_{8^n}$ .

У нижньої межі їх відпрацювання на горизонті 225 м проходяться вентиляційні виробки. Між магістральним, відкочувальним і конвеєрним штреками по пластах  $C_{8^v}$  і  $C_{8^n}$  пройдені виймальні (збірні і бортові) штреки, які оконтурюють стовпи по повстанню. Аналогічна підготовка до відпрацювання пластів  $C_6$ ,  $C_5$  і  $C_{4^1}$ . Відпрацювання зазначених вище пластів прийнята без поділу їх на ухильні і бремсбергові поля. При цьому розмір панелі по повстанню (довжина виїмкових стовпів) буде максимальною, що дорівнює відстані між верхніми (магістральними гор. 140 м) і нижніми (вентиляційними дренажними гор. 225 м) штреками 1100-1500 м, розмір панелі по простяганню до 3000 м. За пластів  $C_5$  і  $C_{4^1}$  розмір панелі по повстанню становить до 1800 м, по пласту  $C_6$  - 1400 м. Порядок відпрацювання пластів  $C_{8^v}$  і  $C_{8^n}$  - від середини східного крила одночасно в бік кордону блоку і в сторону стовбура.

Схемою розкриття, переважна довжина стовпів становить 1800 м.

Відпрацювання стовпів прийнята в напрямку повстання, що забезпечує стік води, що надходить з обвалюються порід покрівлі, в вироблений простір, на виймальних і дренажні штреки.

Провітрювання виїмкових діляниць - вихідне, з надходженням свіжого повітря в лави по вантажно-людському штреку, та виходить - по конвеєрним.

Транспортування вугілля здійснюється по збірних штреках за допомогою ПТК і стрічкових конвеєрів.

Виїмкові штреки, що знаходяться за лавами у виробленому просторі, погашаються. Між погашеними виїмковим штреком стовпа, що відпрацьовується, та виїмковим штреком стовпа, який нарізується, залишається цілик шириною від 1 до 5 м.

## ВИСНОВКИ

1. Результати аналізу гірничо-геологічних умов відпрацювання вугільних покладів на шахті ім. М.І. Сташкова свідчать про суттєву складність тектонічної структури, недостатню вивченість, а відповідно, й відносну непередбачуваність поведінки гірського масиву під час проведення гірничих виробок та виймальних робіт.

2. Виходячи із статистичних даних щодо загальної кількості промислових запасів вугілля на шахті, які складають понад 138 млн т, її розвиток, впровадження інноваційних, економічно обґрунтованих технологій спорудження виробок та відпрацювання виймальних стовпів є актуальним і своєчасним.

## **РОЗДІЛ II**

### **АНАЛІЗ СПОСОБІВ ОХОРОНИ ТА ПІДТРИМАННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК**

#### **2.1 Аналіз способів підтримання підготовчих виробок**

Протягом останніх десятиліть суттєво змінили схеми підготовки та розробки вугільних пластів. Якщо раніше найбільш поширеним способом охорони підготовчих виробок були вугільні цілики та бутові смуги (до 90% протяжності виробок), то в даний час в Донбасі протяжність виробок, що охороняються безціликовими способами, становить близько 80% річного обсягу їх проведення і тільки 18 ... 19% протяжності виробок охороняється ціликами вугілля [1]. Приблизно таке ж становище і в інших вугільних районах країн СНД.

У зв'язку з зазначеним було переглянута традиційна думка про роль ціликів як про основний спосіб охорони підготовчих виробок на вугільних шахтах також актуальною стала задача створення такої технології розробки вугільних пластів, при якій їх охорона повинна проводитися без залишення вугільних ціликів і, як правило, без зведення бутових смуг, тобто за рахунок раціонального розміщення їх відносно очисних виробок та вибору таких кріплень, які забезпечували б робочий стан протягом необхідного терміну служби.

Основні схеми підтримки виробок при безціликовому відпрацюванні пластів і відносні обсяги їх застосування, а також частка незадовільного стану підготовчих виробок на шахтах України наведені в табл. 2.1 [2].



Основний обсяг застосування способів підтримки виробок без залишення ціликів вугілля припадає на системи розробки зі збереженням штреків за лавою з метою їх повторного використання, а також для підсвіження вихідного струменя повітря. При цьому найбільша протяжність виробок в незадовільному стані, підтримуваних за лавою, доводиться на повторно використовувані, найменша - на виробки, пройдені вприсічку до виробленого простору. Це пояснюється тим, що повторно використовувані виробки підтримуються в найбільш незадовільних умовах, основними з яких є: зміщення порід при проведенні виробки, опорний тиск попереду і за лавою по межі очисних робіт, опорний тиск в зоні впливу другої лави. Виробки, пройдені вприсічку, знаходяться в зоні розвантаження масиву і тому в меншій мірі зазнають впливу очисних робіт.

Таблиця 2.1 - Аналіз схем забезпечення підготовчих робіт  
на шахтах України

Схема технічного обслуговування виробок	Питома вага використання, %	Відсоток довжин з незадовільним станом, %
Виробки, пройдені в масиві, за лавою погашаються	16,7	10,7
Виробки, пройдені в масиві, за лавою підтримуються	27,7	14,6
Повторно використовувані виробки, за лавою погашаються	18,7	20,0
Повторно використовувані виробки, за лавою підтримуються	7,5	20,6
Виробки, пройдені вприсічку до виробленого простору	5,3	11,3
Виробки, пройдені за лавою	24,1	16,4

Горизонтальні та похилі виробки, в основному, закріплені рамними податливими кріпленнями. В цілому по вугільним шахтам України 84,87% виробок закріплені металевим податливим рамним кріпленням, 6,27% - монолітним бетоном, 5,35% - збірним залізобетоном, 1,69% - дерев'яної, 1,67% - інші види кріплення, 0,15% - анкерної.

Як засоби посилення основного кріплення, яке встановлюється у виробці в процесі проходки, використовуються: гідравлічні стійки типу 2ГВС або 2ГСК; стійка тертя постійного опору типу Т; стійка посилення типу КМП-4 з кулачковим замком; кріплення посилення типу КУ; дерев'яні стійки; проміжні рами; металева кріплення з додатковими хомутами; кроквяне кріплення і ін.

Важливу роль в охороні підготовчих виробок грають штучні огорожі.

Штучні огорожі в залежності від характеристик жорсткості поділяють на жорсткі - органне кріплення, литі смуги, цілики вугілля, тумби з блоків БЖБТ і їх комбінації; податливі - бутові смуги, що викладаються вручну, чуракові стінки, дерев'яні костри з круглого лісу, та обмежено-податливі породні смуги, що викладаються за допомогою пневмозакладних комплексів, бутোকостри, костри з шпального бруса і суцільні накатні костри.

Бутові смуги найбільш часто застосовують при розробці тонких пластів на невеликих глибинах. У більшості випадків зведення бутових смуг виробляють вручну. Ручна викладка бутових смуг відрізняється високою трудомісткістю, великими витратами часу та низькою якістю. При охороні виробки односторонньою бутовою смугою в результаті стиснення смуги відбувається нерівномірне деформування кріплення виробки.

Костер з круглого лісу зводять з меншою трудомісткістю, ніж бутові смуги, але теж вручну. Звичайні костри з чотирма вузлами зв'язку мають велику податливість (40 ... 50% потужності пласта). При їх використанні величини зсувів порід у виробці та стан кріплення будуть приблизно такими ж, як при охороні бутовими смугами.

Меншою піддатливістю та більшою несучою здатністю володіють багаття з шпального бруса, суцільні шахтні костри та бутокостри. Охоронювані з їх допомогою виробки знаходяться в кращому стані, ніж при охороні звичайними кострами або бутовими смугами.

Органне дерев'яне кріплення на відміну від розглянутих вище огорожених володіє невеликою піддатливістю та не тільки служить опорою, а й виконує обрізну функцію, тобто забезпечує своєчасне обвалення порід покрівлі у виробленому просторі. На відміну від піддатливих огорож органне кріплення починає чинити опір опускання порід відразу після установки. У випадках, коли опір органного кріплення недостатньо для утримання порід покрівлі від опускання або для обрізання консолі звисаючих порід, стійки органного кріплення ламаються та в результаті цього збільшується навантаження на кріплення вироблення.

Тумби із залізобетонних блоків (БЖБТ) так само, як органне кріплення, є жорсткими огорожами та виконують роль опори, забезпечуючи обвалення порід покрівлі у виробленому просторі. Найбільш широко ці тумби застосовують на Донбасі [3].

Основні недоліки тумб з БЖБТ - висока трудомісткість і небезпечне зведення вручну.

Литі смуги з швидкотвердіючих матеріалів на відміну від тумб з БЖБТ зводять позаду очисного забою механізованим способом.

Жорсткі литі смуги вперше почали застосовувати в ФРН. Потім вони отримали промислове застосування в Великобританії [4]. До основних якостей литих жорстких смуг поряд з повною механізацією їх зведення відносяться висока несуча здатність, що забезпечує охорону виробок на пластах із середньо- та труднообвалювальними покрівлями, безпека робіт на сполученнях з очисними забоями і хороша ізоляція виробленого простору.

Промислове застосування литих жорстких смуг на шахтах України стримується відсутністю спеціалізованих засобів механізації для їх зведення. Експериментально-промислові випробування, проведені на вугільних шахтах

України, показали можливість успішного застосування смуг з бетону з різними наповнювачами (фосфогіпсового в'язучого з піском і без нього, природного ангідриду без наповнювачів) і використання обладнання ПБМ-2Е та СБ-27 для їх зведення пневматичним способом і обладнання "Моноліт-20", СО-10А - гідромеханічним способом.

Цілики вугілля з метою охорони виробок, прилеглих до очисних вибоїв, застосовують у випадках:

- охорони присічних виробок - шириною 2 ... 4 м;
- охорони повторно використовуваних виробок з боку падіння шириною до 4 м (при відпрацюванні здвоєних лаз у висхідному порядку), завдяки чому створюються необхідні умови для підтримки сполучення і кінцевих ділянок лав;
- роботи по технологічній схемі з залишенням тимчасового цілини вугілля, який витягується в міру посування лави;
- охорони виробок з боку повстання при несприятливому розташуванні площини ослаблення порід щодо осі вироблення, що забезпечує запобігання вивалам порід покрівлі на сполученні з очисним вибоєм.

Аналіз відомих схем підтримки підготовчих виробок, засобів і способів підвищення їх стійкості показує, що найбільший позитивний ефект дають комплексні заходи, спрямовані на зміцнення, оптимізацію геомеханічних властивостей породного масиву і попередження його розшаровування.

## **2.2 Вибір раціональних способів охорони виробок, які примикають до очисних вибоїв**

Вибір раціональних способів охорони підготовчих виробок визначається прийнятою технологічною схемою підготовки та відпрацювання пластів вугілля, яка, в свою чергу, залежить від великого числа гірничо-геологічних та гірничотехнічних факторів: глибини гірських робіт, складу порід, що вміщують пласт вугілля, та їх фізико механічних властивостей, газоносності пластів,

схильності їх до самозаймання, технічних засобів для організації провітрювання і інших чинників.

Приймають найбільш раціональні способи охорони вентиляційних і відкотних штреків для пластів пологого та похилого залягання з позиції геомеханіки, метанообільності пластів та ендегенної пожежонебезпеки відповідно до табл. 2.2, де наведено вісім груп гірничо-геологічних умов [5].

Таблиця 2.2 - Раціональні способи охорони вентиляційних і відкотних штреків

Група геологічних умов	Схема провітрювання		
	ВТ	ПТ	ПТОЗ
Рекомендовані способи			
ЛУП	2а	2а	2а
ЛУС	4, 5а	3б, 5б	2а
ЛНП	2а	3б	2а
ЛНС	3а, 5а	3б, 5б	2а
ВУП	3а	3б	2б
ВУС, ВНП, ВНС	2а	2б, 5б	2б
Допустимі способи			
ЛУП	1, 3а, 5а, 5б	—	2а, 2б
ЛУС	1, 2а, 3а, 5б	2а	2б
ЛНП	1, 3а	2а	2б
ЛНС	1	3б	2б
ВУП	1, 2а	3б	2а, 2б
ВУС, ВНС	1, 3а	3б	2а
ВНП	1, 3а	3б	2а

Представлені п'ять варіантів способу охорони виробок:

1 - підтримання виробок в масиві вугілля з погашенням їх за вибоєм одинарною або спареною здвоєною лавою;

2 - повторне використання розташованих на кордоні з виробленим простором виробок, що охороняються за допомогою штучних огорожень або ціликів вугілля (2а - при їх погашенні за другим очисним вибоєм, 2б - при їх збереженні за другим очисним вибоєм для цілей вентиляції);

3 - повторне використання однієї з спарених виробок, які зберігаються за допомогою тимчасових ціликів вугілля, що витягають при відпрацьовуванні другого очисного вибою, або за допомогою породних смуг, що зводяться в процесі проведення спарених виробок (3а - при їх погашенні за другим очисним вибоєм, 3б - при їх збереженні за другим очисним вибоєм для цілей вентиляції);

4 - проведення виробок вприсічку до виробленого простору раніше відпрацьованих виїмкових стовпів з погашенням їх за очисним вибоєм;

5 - оформлення виробок за очисним вибоєм та збереження їх в відпрацьованому просторі при суцільних та комбінованих системах розробки (5а - з погашенням після відпрацювання виїмкового стовпа, 5б - зі зберіганням для відпрацювання сусіднього стовпа та цілей вентиляції).

В умовному позначенні групи цих способів та засобів забезпечення стійкості виробок початкова буква позначає: Л - легка; В - важка (в залежності від навантажувальних властивостей основної покрівлі); С - стійка; Н - нестійка (в залежності від ступеня стійкості безпосередньо покрівлі); М - міцна; С - слабка (в залежності від несучої спроможності порід підшви).

### 2.3 Аналіз причин незадовільного стану виробок в важких гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах в зоні впливу очисних робіт

У важких гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах підтримання виробок (великі глибини, слабкі породи, тектонічно порушені масиви, недотримання вимог до кріплення та охорони виробок та ін.) Їх стан не є задовільним. Відбувається деформування кріплення, здимання порід підшви, зменшення перерізу та габаритів виробки до розмірів менше допустимих і т.д. Для відновлення виробок потрібно проводити ремонт кріплення та піддирку порід. З метою запобігання негативним проявам гірського тиску виконують або профілактичний ремонт кріплення, або спеціальні заходи по боротьбі зі здиманням порід. Для характеристики умов підтримки виробок, що обумовлюють проведення спеціальних заходів щодо забезпечення експлуатаційного стану гірничих виробок, використовують безрозмірний коефіцієнт  $\Omega = \gamma H / R_c$ , де  $H$  - глибина розташування виробки від поверхні, м;  $\gamma$  - питома вага порід, т/м<sup>3</sup>;  $R_c$  - тимчасовий опір порід стиску, МПа [6].

У загальному випадку розглядають  $R_{c,cr}$  для оцінки критерію, обумовлюючого необхідність проведення заходів по боротьбі зі здиманням.  $R_{c,cr}$  - середній тимчасовий опір порід стиску, що складають гірський масив МПа.

Критерій  $\Omega$  в узагальненому вигляді можна використовувати також для загальної оцінки складності гірничо-геологічних умов, маючи на увазі, що виробки підтримуються тільки основний кріпленням.

При застосуванні заходів з управління гірським тиском за допомогою замкнутих кріплень, зміцнення порід підшви (анкерування, хімічне зміцнення, цементация) або розвантаження масиву від підвищеного гірського тиску область експлуатаційного стану виробок розширюється і характеризується показниками  $\Omega^1 = k\gamma H / R_c$ ,

де  $k$  - коефіцієнт, враховуючий спосіб охорони виробки та використані спеціальні заходи 1,1 ... 1,6 (табл. 2.3).

При заданих технічних рішеннях в гірничо-геологічних умовах, що перевищують значення  $\Omega^1$ , експлуатаційний стан виробок буде незадовільним. Але і при значеннях  $\Omega^1$ , рівних або менше зазначених в таблиці, при недотриманні комплексу технічних вимог також можуть виникати умови для погіршення стану виробок.

Найбільш типовими порушеннями технології підтримання виробок, що прилягають до очисних вибоїв, при відпрацюванні одиночного пласта є:

- проведення виробок без запасу перетину на величину зсуву порід;
- залишення в підшвах виробок шарів порід, схильних до здимання;

Таблиця 2.3 - Значення критерію  $\Omega^1$  в залежності від способу охорони виробки і застосовуваних спеціальних заходів

Способи охорони виробок	При відсутності заходів	Спеціальні заходи			
		Застосування замкнутих кріплень	Анкерування	Вибухо-щільне розвантаження	Розвантаження свердловинами
Підтримання в масиві з погашенням за вибоєм лави	20	24	24	24	32
Збереження для повторного використання	14	18	18	18	20
Проведення вприсічку до виробленого простору	26	30	30	30	36
Оформлення виробок за лавою у виробленому просторі	32	36	—	36	—

- невідповідність геометричної форми кріплення характеру зміщення порід по периметру вироблення в процесі її роботи;

- недостатня щільність основного кріплення та застосовуваних засобів його посилення;



- охорона в невідповідних гірничо-геологічних умовах;
- неправильний вибір параметрів способу охорони;
- ремонт кріплення в зоні впливу очисних робіт;
- неповна посадка покрівлі в лаві.

Для присічених виробок додатково:

- недостатній розрив у часі між погашенням виїмкового стовпа і початком проведення присічної виробки;

- неповне погашення виробки в раніше відпрацьованому стовпі;
- залишення ціликів розміром менше 2 м при схемі із залишенням ціликів;
- відсутність посилення кріплення при наявності в боках виробок глин;
- несвоєчасне зведення засобів посилення основного кріплення;
- недостатній дренаж підшви виробок.

Для виробок, оформлюваних за очисним вибоєм:

- неправильний вибір місця розташування виробки;
- неправильний вибір параметрів огорож для охорони виробок.

Для виробок, що проводяться по виробленому просторі:

- передчасне їх проведення без врахування ступеня ущільнення обвалених порід.

Найбільш типові порушення технології підтримки виробок, що проводяться при відпрацьовуванні світи зближених пластів:

- неправильний вибір місця розташування вироблення щодо крайових частин раніше відпрацьованих лав по вище- або нижележачих пластах;
- неправильний вибір кордонів очисного простору діючих лав щодо раніше пройдених виробок на вище або нижчих шарах;
- відсутність заходів щодо посилення кріплення виробок, що проводяться під (над) крайовими частинами пластів або ціликами, а також виробок, які піддаються безпосередньо надробці або підробці.

Виконаний аналіз показує, що причиною незадовільного стану підготовчих виробок в зоні впливу виробленого простору є недостатнє

геомеханічне обґрунтування обраних способів підтримання виробок та охорони їх від стрибкоподібних, раптових проявів гірського тиску.

#### **2.4 Розробка способу охорони та підтримання підготовчої виробки в умовах шахти ім. М.І. Сташкова**

Досвід роботи шахти ім. М.І. Сташкова показує, що несприятливий стан підготовчих виробок є одним з вузьких місць, стримуючих розвиток і погіршують комфорт виробництва. На тлі постійного збільшення глибини розробки вугільних пластів і інтенсивності їх відпрацювання значно зростає величина гірського тиску, що приводить до різкого погіршення умов проведення та підтримання підготовчих виробок. Численні існуючі способи і засоби забезпечення їх стійкості виявляються в багатьох випадках недостатніми.

На рівні сучасних уявлень про процеси, що відбуваються в масиві гірських порід в результаті виїмки вугільного пласта, напрямку в забезпеченні стійкості підготовчих виробок в зоні впливу очисних робіт можна розбити на п'ять груп залежно від тих методів, якими забезпечуються сприятливі умови підтримки.

2. Створення спеціальних охоронних елементів, які протидіють силам гірського тиску або ж забезпечують їх мінімальний вплив, створюючи ефект розвантаження.

3. Створення спеціальних методів розвантаження, що знижують концентрацію напружень в оточуючих виробку породах.

4. Створення способів збереження міцності порід, а також їх зміцнення.

5. Застосування раціональних видів кріплення, що забезпечують найбільш ефективно з точки зору стійкості виробки взаємодію з оточуючими породами в умовах сил гірського тиску що розвиваються.

Ефективність прийнятої схеми охорони вироблення в даних конкретних умовах залежить від того, наскільки правильно поєднуються в схемі ці напрямки.

Оскільки на шахті ім. М.І. Сташкова застосовуваний спосіб охорони та підтримання підготовчих виробок не забезпечує достатню їх стійкість, то на основі виконаних вище аналізу був запропонований новий спосіб підвищення стійкості підготовчих виробок зі здиманням підосви (рис. 2.1).

Він полягає в тому, що при проведенні виробки формують розкоску, а рочне кріплення підсилюють установкою двох анкерів, а перед відпрацюванням лави формують податливу огорожу з боку масиву та з боку лави шляхом підривання камуфлетних зарядів поза зоною опорного гірського тиску. Після відпрацювання лави розкоску заповнюють породами що здимають підосву виробки, далі відпрацьовують чергову лаву.

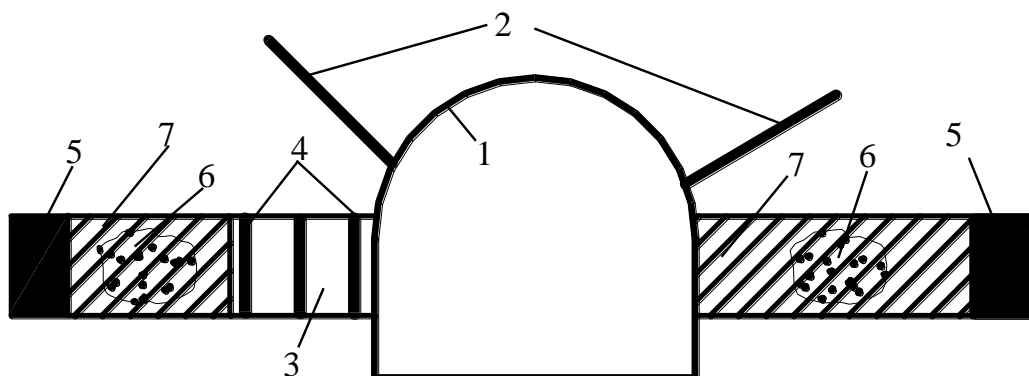


Рис 2.1 Технологічна схема нового способу підвищення стійкості підготовчих виробок з породами, що здимаються: 1 - арочне кріплення; 2 - анкерне кріплення; 3 – розкоска; 4 - кріплення в розкисці; 5 - лави; 6 - камуфлетне підривання; 7 - цілики.

Новий спосіб підвищення стійкості підготовчих виробок може використовуватися при пологому заляганні порід. Камуфлетне вибухання призводить до зниження напруги масиву навколо підготовчої виробки і зменшення величини підняття підосви виробки. Установка анкерів зменшує величини горизонтальної та вертикальної конвергенції у виробці та в розкосці. Наявність розкоски призводить до зниження витрат на транспортування

підриваємих порід та забезпечує можливість підтримання необхідного перерізу виробки.

Обґрунтування параметрів (місце, кут та кількість встановлюваних анкерів, величина розкоси, число та маса камуфлетних зарядів) нового способу підвищення стійкості підготовчих виробок повинно виконуватися на основі вивчення закономірностей зміни напружено-деформованого стану приконтурного масиву порід за допомогою фізичного та математичного моделювання, а також проведенням шахтних випробувань.

## ВИСНОВКИ

1. Успішне вирішення питання забезпечення стійкості підготовчих виробок в зоні впливу лави та повторного їх використання може бути досягнуто при застосуванні комплексного способу забезпечення стійкості, охорони та підтримання штреків.

2. Оцінка ефективності відомих засобів і способів підвищення стійкості виробок показує, що найбільший позитивний ефект дають комплексні заходи, спрямовані на зміцнення, оптимізацію геомеханічних властивостей породного масиву та попередження його розшаровування.

3. Обґрунтування параметрів способу охорони та підтримання підготовчих виробок зводиться до вивчення закономірностей зміни напружено-деформованого стану приконтурного масиву порід та визначення очікуваних зміщень породного контуру виробки, що зумовлює відповідні величини: розміри охоронного цілика, параметри камуфлетного підривання, кількість і місця установки анкерів.

### **РОЗДІЛ III**

## **АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРОДНОГО МАСИВУ НА СПОЛУЧЕННІ "ЛАВА-ШТРЕК"**

Незадовільний стан виїмкових штреків є наслідком інтенсивного опорного тиску, що викликає руйнування порід та значні зсуви контуру виробки на ділянках сполучень лави зі штреком. Тому базою для науково-обґрунтованих ефективних способів підтримки і охорони підготовчих виробок в зоні впливу очисних робіт повинно бути встановлення закономірностей геомеханічних процесів, що протікають в районі очисної виробки і впливу їх на стан виїмкових штреків.

Слід зазначити, що процеси формування опорного тиску навколо виробок в зоні впливу очисних робіт мають істотні особливості. Найбільший вплив на їх розвиток надають великі розміри оголень, безперервний рух забою, що викликає постійна зміна компонентів поля напружень в навколишньому

породному масиві, наявність виробленого простору який примикає, а також значно менший час експлуатації. Ці особливості зумовили складність математичного моделювання геомеханіки підробленого породного масиву і розвиток різних гіпотез щодо формування і реалізації гірського тиску в лавах.

Рішення задачі про напружено-деформований стан породного масиву в околиці очисної виробки може бути отримано шляхом застосування методів механіки суцільного середовища, механіки дискретної середовища, на основі експериментально-аналітичних методів, які використовують закономірності, отримані експериментальним шляхом в поєднанні з аналітичними рішеннями, а також інших методів. Вибір розрахункового методу визначається прийнятою гіпотезою гірського тиску та відповідної моделі середовища.

### **3.1 Аналіз чисельних методів дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву.**

Для вирішення завдань, поставлених в даній роботі, використовувалися чисельні методи механіки деформованого твердого тіла. Вони мають найбільшу спільністю при описі механічних процесів в породних масивах і конструкціях, так як вільні від впливу приватних чинників, що відбивають специфіку гірничотехнічної ситуації. Чисельні методи дозволяють досліджувати механічні процеси в більш широкому діапазоні, тобто дають можливість не тільки якісно, але і кількісно прогнозувати прояв гірського тиску.

Серед чисельних методів розв'язання задач механіки суцільного середовища можна відзначити метод скінченних елементів, метод граничних елементів, метод сіток та прямі методи математичної фізики.

Основні положення методу граничних елементів (МГЕ) викладені в [7]. Цей метод використовується в роботах Векслера Ю.А., Колоколова С.Б.,

Жданкіна Н.А. [8, 9], Петухова І.М., Зубкова В.В. [10], Новікової Л.В. [11], Сдвижкова О.А. і ін. [12 та ін.].

Теоретичні аспекти методу скінченних елементів (МСЕ) сформульовані в роботах Розіна Л.А. [13, 14], Зенкевича О. [15], Сегерлінда Л. [16], Стренга Г. і Фікса Дж. [17], Декла Ж. [18], а застосування його до рішення завдань механіки гірських порід детально описано в роботах Амусина Б.З., Фадєєва А.Б. [19, 20], Ержанова Ж.С. і Карімбаєва Т.Д. [21]. Доволі великий перелік робіт, в яких використовуються ідеї МСЕ, міститься в роботі [22].

Що стосується даним дослідженням найбільш ефективний метод скінченних елементів, оскільки він дозволяє легко моделювати найрізноманітніші неоднорідності середовища: шаруватість, тріщинуватість, анізотропію властивостей порід, явища фільтрації [19]. Розроблено спеціальні прийоми для моделювання взаємодії кріплення виробки з навколишнім масивом [23]. Скільки завгодно складний виріз в півплощині, а також кінцеве число таких вирізів, не є перешкодою для застосування методу. Так, отримання рішення про розподілу напружень в цілинах та стелинах при камерної системі розробки технічно не складає складності. Моделювання завалених порід також легко можна реалізувати в рамках методу. Слід тільки обґрунтовано вибрати умовні «пружні» характеристики завалених неуцільнених порід на основі додаткових досліджень.

Апарат МСЕ можна застосувати не тільки до вирішення двовимірних (плоских) задач теорії пружності. Просторова область масиву також може бути апроксимована кінцевими елементами, але вже не трикутними, а, наприклад, тетраедричних. Природно, математичний апарат методу і його реалізація на ЕОМ при цьому істотно ускладнюється. Тому рішення для тривимірних областей, отримані на даний момент, досить нечисленні.

Відзначимо також можливість отримання МСЕ рішень в нелінійній постановці, тобто в припущенні, що навколишнє середовище деформується непружно, допускає пластичні деформації або крихке руйнування.

Використовуючи обчислювальні можливості методу, нелінійне рішення отримують як послідовність пружних рішень.

В результаті наведеного аналізу застосовуваних методів дослідження НДС гірського масиву можна зробити висновок про доцільність застосування для розрахунку напружено-деформованого стану масиву в околиці підготовчої виробки, поєднаної з лавою методу кінцевих елементів.

### **3.2 Розробка алгоритму дослідження процесу здимання підпошки в підготовчій виробці та обґрунтування розрахункової схеми**

Закономірності деформування кріплення гірничих виробок, викладені в роботі [24], в значній мірі відображають зміну їх стану в міру ведення гірських робіт. Однак більш повне уявлення про взаємодію системи "кріплення-породний масив" можна отримати, тільки розглянувши НДС породного масиву в околиці підготовчої виробки.

Математична модель деформування породного середовища навколо місцевих порушень суцільності (будь то природні або штучні причини), повинна відображати основні явища, що виникають внаслідок виникнення концентрації напружень та можливих супутніх змін фізико-механічних властивостей навколишнього матеріалу.

При вирішенні задачі про НДС масиву в околиці підготовчої виробки використовується метод кінцевих елементів. Складний процес здимання підпошки в околиці сполучення виробок розглядається на основі деформаційної моделі, більш адекватної реальності.

Метод кінцевих елементів широко апробований і для вирішення завдань в нелінійній постановці. Його суть полягає в тому, що досліджувана область  $\Omega$  розбивається на безліч підобластей (елементів)  $\Omega^e$ . У середині кожного елемента переміщення апроксимуються деякими функціями, порядок яких залежить від числа вузлів в елементі. Наприклад, в плоскому 4-х вузловому елементі переміщення задаються лінійною функцією, а в плоскому 8-ми вузловому



елементі - квадратичною. Для кожного елемента можна сформувати локальну матрицю жорсткості  $[k]_e$ , що зв'язує переміщення вузлів  $\{\delta\}_e$  і навантаження, прикладені до вузлів  $\{F\}_e$ . Елементи стикуються по вузлах.

Для лінійних задач справедливий принцип суперпозиції. З безлічі векторів  $\{F\}_e$  і  $\{\delta\}_e$  формується узагальнений вектор сил  $\{F\}$  та вектор переміщень вузлів  $\{U\}$ , які пов'язані між собою рівністю:

$$\{F\} = K \{U\}.$$

Тут  $K$  - узагальнена матриця жорсткості системи, елементами якої є матриці жорсткості кожного кінцевого елемента:

$$K = \begin{bmatrix} \sum_{e=1}^m k_{1,1}^{(e)} & \sum_{e=1}^m k_{1,2}^{(e)} & \dots & \sum_{e=1}^m k_{1,j}^{(e)} & \dots & \sum_{e=1}^m k_{1,2n}^{(e)} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \sum_{e=1}^m k_{i,1}^{(e)} & \sum_{e=1}^m k_{i,2}^{(e)} & \dots & \sum_{e=1}^m k_{i,j}^{(e)} & \dots & \sum_{e=1}^m k_{i,2n}^{(e)} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \sum_{e=1}^m k_{2n,1}^{(e)} & \sum_{e=1}^m k_{2n,2}^{(e)} & \dots & \sum_{e=1}^m k_{2n,j}^{(e)} & \dots & \sum_{e=1}^m k_{2n,2n}^{(e)} \end{bmatrix}$$

Принцип її побудови детально наводиться в [19, 21].

Визначивши в результаті рішення сформованої системи рівнянь для кожного вузла компоненти вектора переміщень, через координатну матрицю  $B$  переходять до деформацій в центрі ваги кінцевого елемента  $\{\varepsilon\}$ , а від деформацій через матрицю пружності  $D$  до напруг  $\{\sigma\}$

$$\{\varepsilon\} = B\{\delta\}_e, \quad \{\sigma\} = D\{\varepsilon\} = DB^T \{\delta\}_e,$$

$$\text{где } D = \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \begin{bmatrix} 1-\nu & \nu & 0 \\ \nu & 1-\nu & 0 \\ 0 & 0 & (1-2\nu)/2 \end{bmatrix}; B = \frac{2}{2S} \begin{bmatrix} b_r & 0 & b_s & 0 & b_t & 0 \\ 0 & c_r & 0 & c_s & 0 & c_t \\ c_r & b_r & c_s & b_s & c_t & b_t \end{bmatrix}.$$

$$\begin{aligned} \text{Здесь } a_r &= X_s Y_t - X_t Y_s, & b_r &= Y_s - Y_t, & c_r &= X_t - X_s. \\ a_s &= X_t Y_r - X_r Y_t, & b_s &= Y_t - Y_r, & c_s &= X_r - X_t. \\ a_t &= X_r Y_s - X_s Y_r, & b_t &= Y_r - Y_s, & c_t &= X_s - X_r. \end{aligned}$$

де  $X_s, Y_s, X_t, Y_t, X_r, Y_r$  - координати вузлів елементів;

$S$  - площа трикутного елемента, що визначається наступною матрицею:

$$S = \frac{1}{2} \begin{bmatrix} 1 & X_r & Y_r \\ 1 & X_s & Y_s \\ 1 & X_t & Y_t \end{bmatrix}$$

Таким чином, поставлена задача вирішена. У центрі кожного елемента отримані значення повного тензора напружень, деформацій, переміщень.

Здимання порід підосви пов'язане з необоротними деформаціями, які не можуть бути досліджені в рамках моделі пружного середовища. Для відображення реальної картини розпушення приконтурної зони, переходу порід в цій області в стадію непружного позамежного деформування використано метод послідовних ітерацій. На першому етапі рішення передбачається, що навколишній вироблений масив є повністю пружним. Задаються його фізико-механічні параметри: модуль пружності  $E$ , коефіцієнт Пуассона  $\mu$ , межа міцності на стиск  $R_c$ , межа міцності на розтяг  $R_p$ . Вирішується лінійна статична задача теорії пружності і визначається напружено-деформований стан порід для даного етапу.

Знайдене НДС використовується в якості «нульового наближення» для визначення межі області непружних деформацій. Припускаючи, що в цій галузі матеріал зазнає змін обсягу, будемо називати цю частину приконтурного

масиву областю розпушення. Як критерій переходу порід в позамежну стадію деформування використовується умова, яке можна записати у вигляді рівності

$$\sigma_e > R_c \quad (3.1)$$

де  $\sigma_e$  - приведені до одноосьового напруженого стану, так звані «еквівалентні» напруги. З рівняння (3.1) їх величина дорівнює:

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{((1-\psi)^2(\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2)}}{2\psi}. \quad (3.2)$$

де  $\sigma_1, \sigma_3$  - відповідно найбільше та найменше головні напруження,  $\psi = \frac{R_p}{R_c}$  ( $R_p$  - межа міцності порід на одноосьовий розтяг,  $R_c$  - межа міцності на одновісне стиснення)

Після того, як перше наближення до геометричних параметрів області непружних деформацій знайдено, починається ітераційний процес. Для елементів, в яких виконується умова  $\sigma_e > R_c$  змінюються властивості матеріалу. Зв'язок між напруженнями та деформаціями в цій області носить нелінійний характер, який визначається позамежним ділянкою повної діаграми стиснення “ $\sigma$ - $\varepsilon$ ” зразка породи. Для реалізації пружно-пластичної задачі використовується метод змінних параметрів пружності. Для виконання цієї обчислювальної процедури необхідно мати експериментальну криву, яка б пов'язала напруги  $\sigma_i$  та деформації  $\varepsilon_i$ . Зв'язок між цими величинами записується у вигляді

$$\{\varepsilon\} = D^{-1} \{\sigma\} = \frac{1}{E^I} \begin{bmatrix} 1 & -\nu^I & -\nu^I & 0 & 0 & 0 \\ -\nu^I & 1 & -\nu^I & 0 & 0 & 0 \\ -\nu^I & \nu^I & 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1+\nu^I & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 1+\nu^I & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1+\nu^I \end{bmatrix} \{\sigma\}.$$

Тут  $D^{-1}$  - матриця податливості;

$E^I$  и  $\nu^I$  - умовні параметри пружності, що визначаються співвідношеннями:

$$E^1 = \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} \cdot \frac{3 \cdot \frac{\bar{\sigma}}{\bar{\varepsilon}}}{\frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} + 2 \cdot \frac{\bar{\sigma}}{\bar{\varepsilon}}},$$

$$\nu^1 = \frac{\frac{\bar{\sigma}}{\bar{\varepsilon}} - \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i}}{\frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} + 2 \cdot \frac{\bar{\sigma}}{\bar{\varepsilon}}},$$

$$2 \cdot G^1 = \frac{1}{\psi} = \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} = \frac{E^1}{1 + \nu^1}.$$

Тут,  $\bar{\sigma}$ ,  $\bar{\varepsilon}$  - відповідно інтенсивність напружень та деформацій;

$\sigma_i$ ,  $\varepsilon_i$  - координати точок, що лежать на експериментальній кривій.

Якщо хоча б в одному з елементів  $\sigma_e$  перевищує межу міцності на стиск, то розрахунок повторюється при нових (уточнених) значеннях параметрів пружності.

Для обчислених значень  $\sigma_i$  та  $\varepsilon_i$  знаходять відповідні значення  $\sigma_i^I$ , лежачих на кривих деформування. Останні використовуються для обчислення нових значень  $E^I$  і  $\nu^I$ . Розрахунок триває до тих пір, поки розрахункові значення  $\sigma_i^I$  не “ляжуть” на криві деформування із заданою точністю (рис. 3.1).

Коли на деякій ітерації не виникає новіший (додатковий) набір елементів, в яких ефективні напруги перевищують межу міцності на стиск, процес визначення зони розпушення вважається закінченим.

Напружено-деформований стан нелінійної середовища може істотно залежати від послідовності застосування заданої кінцевої навантаження. Тому гарантією отримання правильного рішення є введення в розрахунок відповідної послідовності навантаження.

Спочатку до області прикладається лише деяка частина (інкремент) розрахункового навантаження. Вирішується відповідна лінійна задача і визначається напружено-деформований стан. Напруження в елементів і переміщення вузлів запам'ятовуються. Потім прикладається наступний інкремент навантаження та визначається відповідний йому НДС. Напряга в

елементах та вузлові переміщення підсумовуються. Якщо збільшення навантажень досить малі, то в межах кожного збільшення відхилення характеристик середовища від лінійної апроксимації також мало. У даній роботі прийнято 10 кроків навантаження.

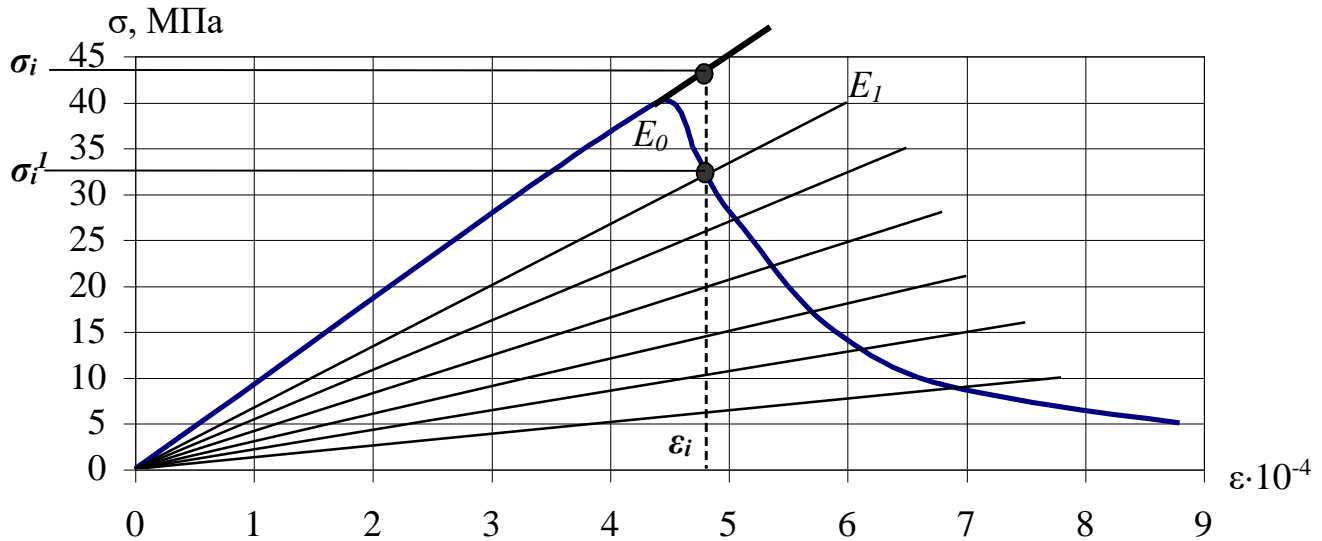


Рис. 3.1 - Діаграма "напруження-деформації" аргілітів і приклад розбиття кривої січними для організації процедури послідовних напружень

На підставі отриманих результатів, досліджується НДС гірської породи в околиці сполучення підготовчої виробки аркової форми з перетином  $S = 13,9$  м<sup>2</sup> та очисної виробки. Розрахункова схема наведена на рис. 3.2.

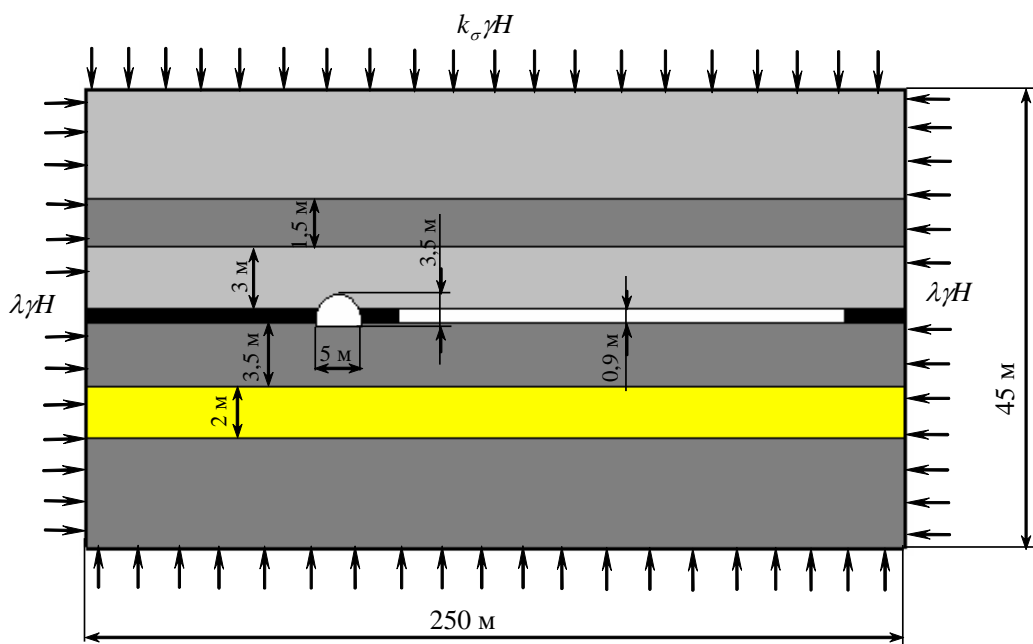


Рис. 3.2 - Розрахункова схема до вирішення завдання обґрунтування способу охорони та підтримання підготовчих виробок

Схема на рис. 3.2 є вихідною. На її основі формується послідовність розрахункових схем, в які поетапно вводяться елементи, що модулюють формування розкоски, анкерне кріплення, розпушення порід в результаті камуфлетного підривання.

Розрахункова схема (рис. 3.2) включає шари різної жорсткості (згідно стратиграфической колонці) та очисну виробку. По верхній межі області прикладена навантаження інтенсивністю

$$q = k_{\sigma} \gamma H ,$$

де  $k_{\sigma}$  - коефіцієнт враховує той факт, що плоскі перетину лави перпендикулярними до очисному забою, знаходяться в різних умовах, випробовуючи вплив сполучення з виїмкових штреком.

### **3.3 Дослідження напружено-деформованого стану приконтурного масиву на сполученні "лава-штрек" та визначення найбільш раціональних заходів з підтримання підготовчих виробок**

Методом скінченних елементів моделювалася виробка, з лінійними розмірами: ширина - 5 м, висота - 3,5 м, потужність пласта - 0,9 м, розташування на глибині 300 м, що відповідає гірському тиску 7,5 МПа. Були розглянуті сім характерних ситуацій:

1. Підготовча виробка в масиві, закріплена арочним податливим кріпленням. Розрахункова схема на рис. 3.3.

2. Підготовча виробка, що сполучаються з лавою. Розрахункова схема на рис. 3.4. Звичайно-елементна апроксимація на рис. 3.10.

3. Підготовча виробка, закріплена арочним податливим кріпленням з посиленням по центру, при проході лави, застосовуваний на шахті ім. М.І. Сташкова. Розрахункова схема на рис. 3.5. Посилення

модельовалося, як зосереджена сила  $P$ , прикладена до вузлів елементів в центральній частині покрівлі та підосви.

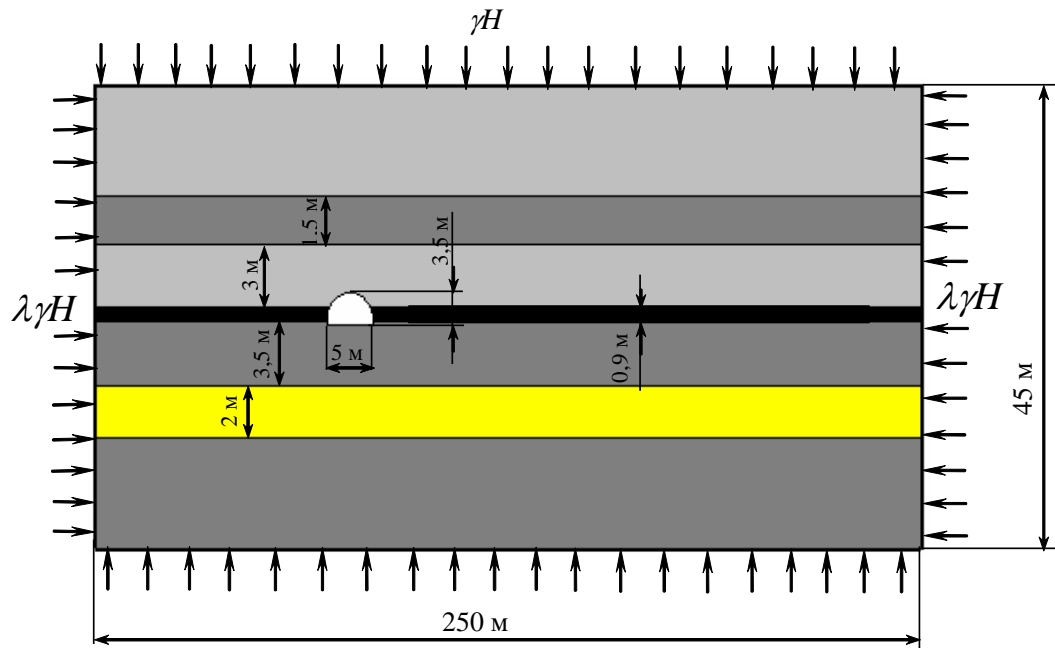


Рис. 3.3 - Розрахункова схема розглянутої задачі (ситуація 1)

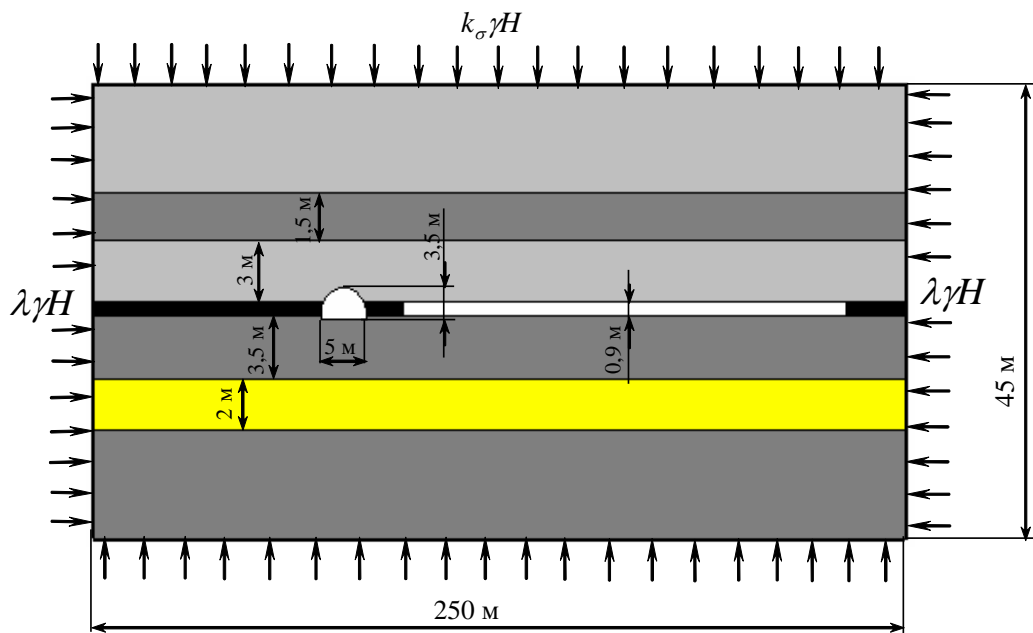


Рис. 3.4 - Розрахункова схема розглянутої задачі (ситуація 2)

4. Підготовча виробка, закріплена аорчним податливим кріпленням, при проході лави. У боках підготовчої виробки камуфлетне підривання. Розрахункова схема на рис. 3.6. Внаслідок камуфлетного вибухання відбувається розпушення частини вугільного пласта. У розрахунковій схемі

зона розпушення моделювалася як область, в якій модуль пружності  $E_{кам}$  зменшений по відношенню до  $E_{уг}$  пласта.

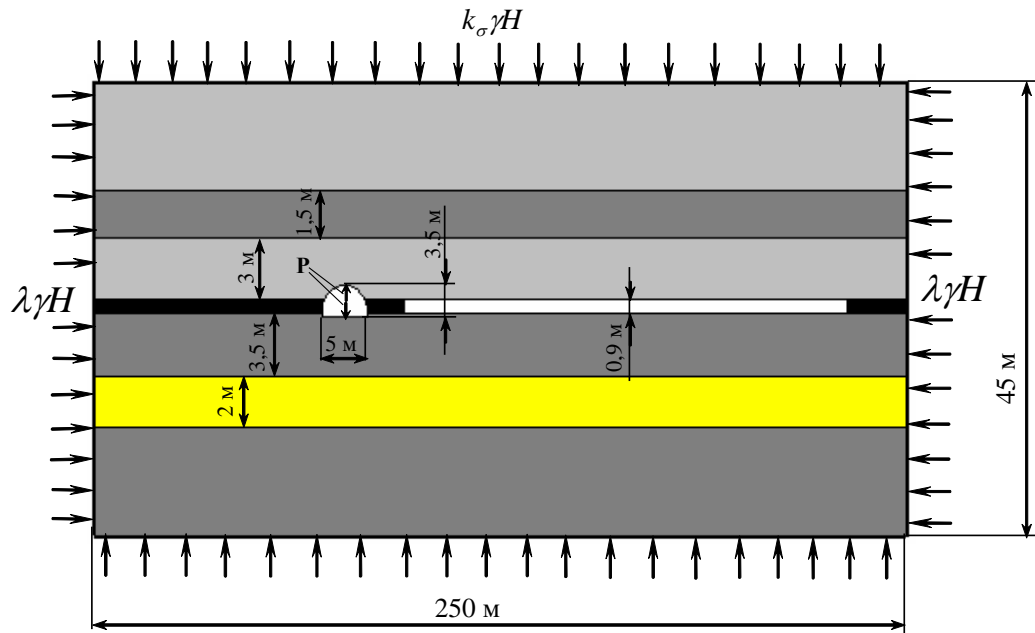


Рис. 3.5 - Розрахункова схема розглянутої задачі (ситуація 3)

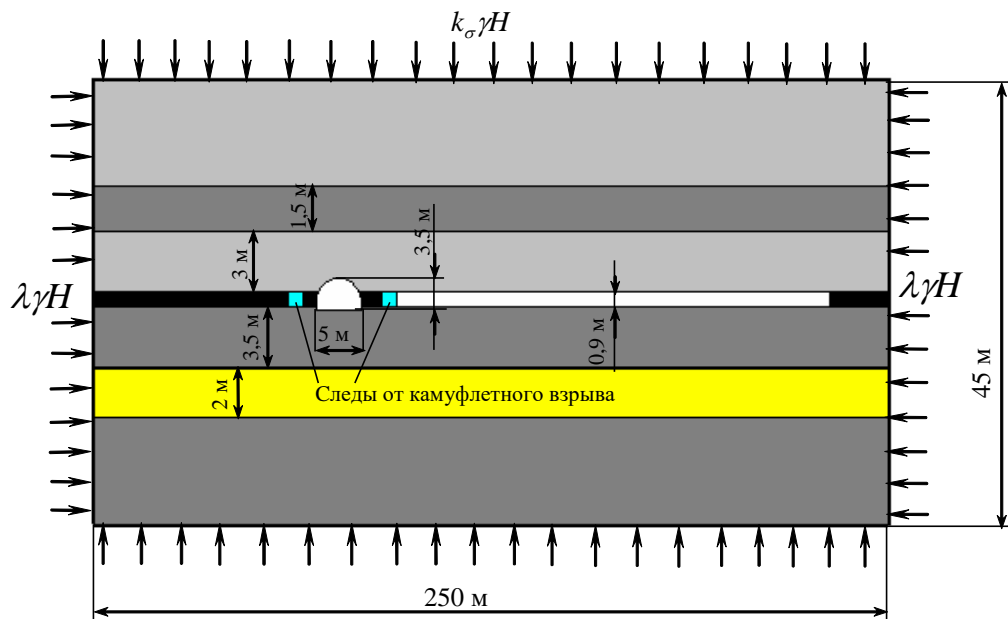


Рис. 3.6 - Розрахункова схема розглянутої задачі (ситуація 4)

5. Підготовча виробка, закріплена арочним податливим кріпленням, при проході лави. В боці підготовчої виробки з боку масиву розкоска шириною 2 ... 2,5 м. У боках підготовчої виробки камуфлетне підривання. Розрахункова схема на рис. 3.7. Розкоска модулювалась як додаткова порожнина в вугільному пласті розмірами 2 ... 2,5 м.



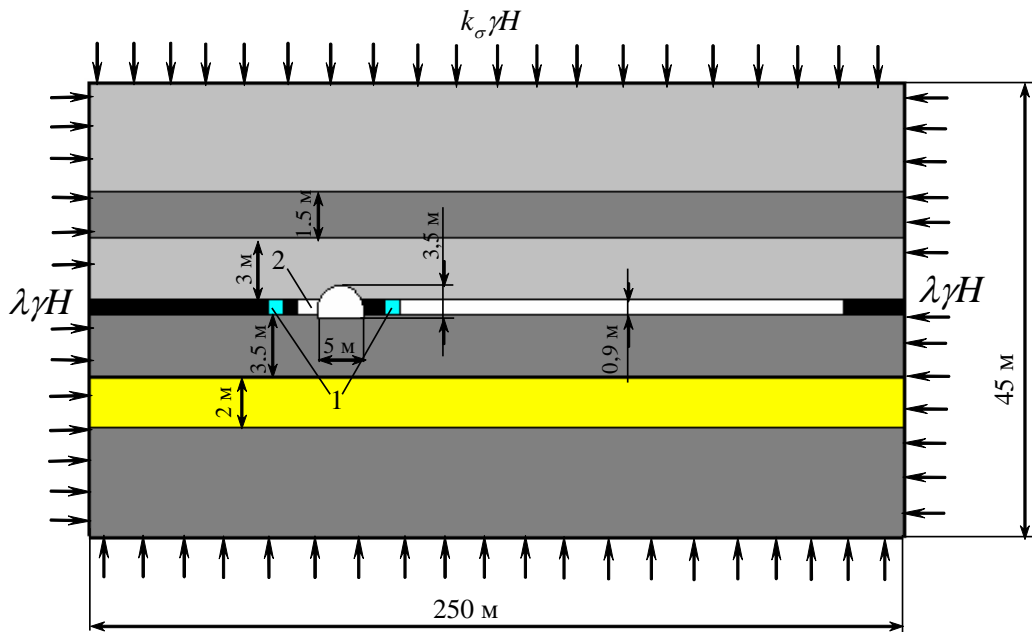


Рис. 3.7 - Розрахункова схема розглянутої задачі (ситуація 5): 1 - сліди від камуфлетного вибуху; 2 – розкоска

6. Підготовча виробка, закріплена арочним податливим кріпленням, при проході лави. В боці підготовчої виробки з боку масиву розкоска шириною 2 ... 2,5 м. У боках підготовчої виробки камуфлетне підривання. З боку лави під кутом  $30^\circ$  на висоті 2,0 м від підшви виробки встановлено сталеполімерний анкер довжиною 2,5 м, жорстко пов'язаний з аркою. Розрахункова схема на рис. 3.8. Наявність анкера в породнім середовищі моделювалося таким чином. Спочатку вирішувалася пружно-пластичне завдання для виробки арочної форми без кріплення. Для цього випадку встановлювалися радіальні переміщення навколо виробки. Далі радіальні переміщення на відстані, що дорівнює довжині анкера -  $U_a$ , приймалося постійним по всій його довжині до контуру виробки, тобто до точки установки анкера. Анкер, тобто стрижень певної довжини та радіусом 2,4 см, моделювався спеціальним лінійним стрижневим елементом рис. 3.11. Модуль пружності та коефіцієнт Пуассона матеріалу стержня прийняті відповідно  $E_{\text{анк}} = 2 \cdot 10^6$  МПа и  $\mu_{\text{анк}} = 0,35$ .

7. Підготовча виробка, закріплена арочним податливим кріпленням, при проході лави. В боці підготовчої виробки з боку масиву розкоска шириною 2 ... 2,5 м. У боках підготовчої виробки камуфлетне підривання. З боку лави під

кутом  $30^\circ$  на висоті 2,0 м від підшови виробки і з боку цілика під кутом  $45^\circ$  на висоті 2,5 м від підшови виробки встановлено сталеполімерні анкери довжиною 2,5 м, жорстко пов'язаний з аркою. Розрахункова схема на рис. 3.9. Звичайно-елементна апроксимація на рис. 3.11.

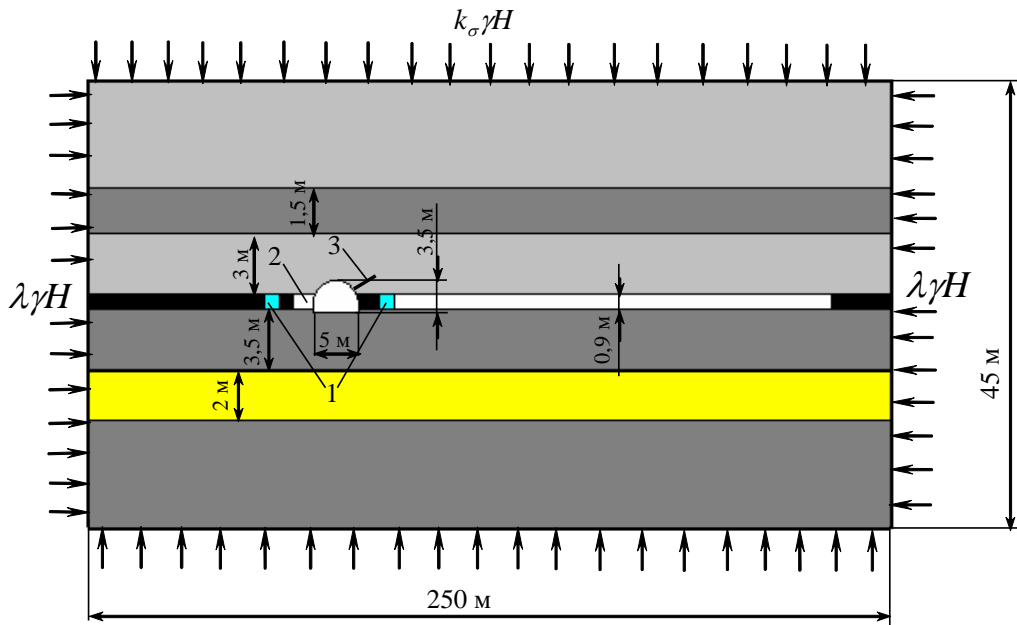


Рис. 3.8 - Розрахункова схема розглянутої задачі (ситуація 6): 1 - сліди від камуфлетного вибуху; 2 - розкоска; 3 - сталеполімерний анкер.

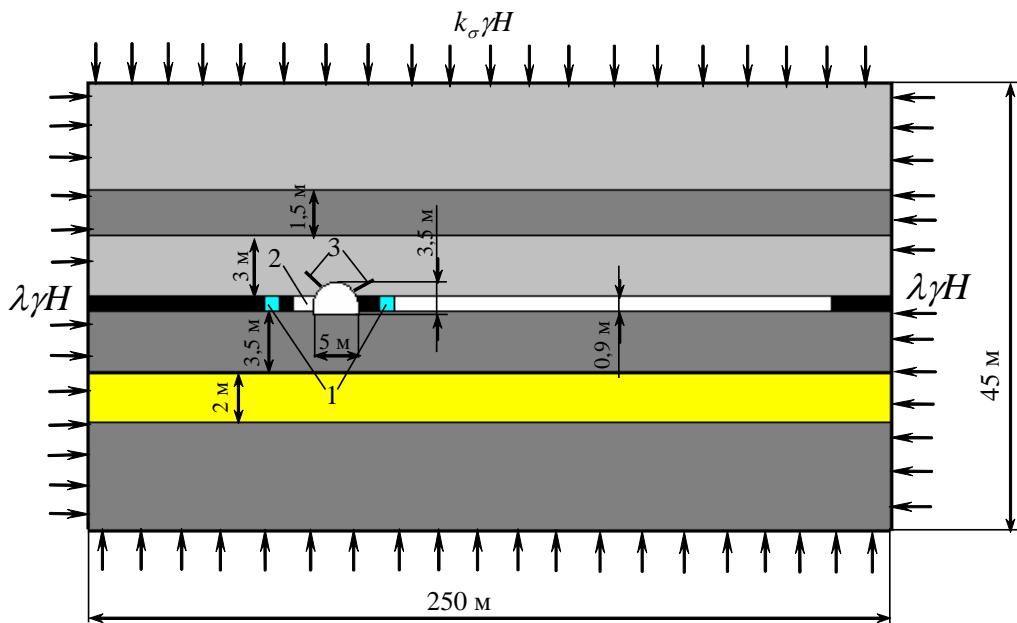


Рис. 3.9 - Розрахункова схема розглянутої задачі (ситуація 7): 1 - сліди від камуфлетного вибуху; 2 - розкоска; 3 - сталеполімерні анкери.

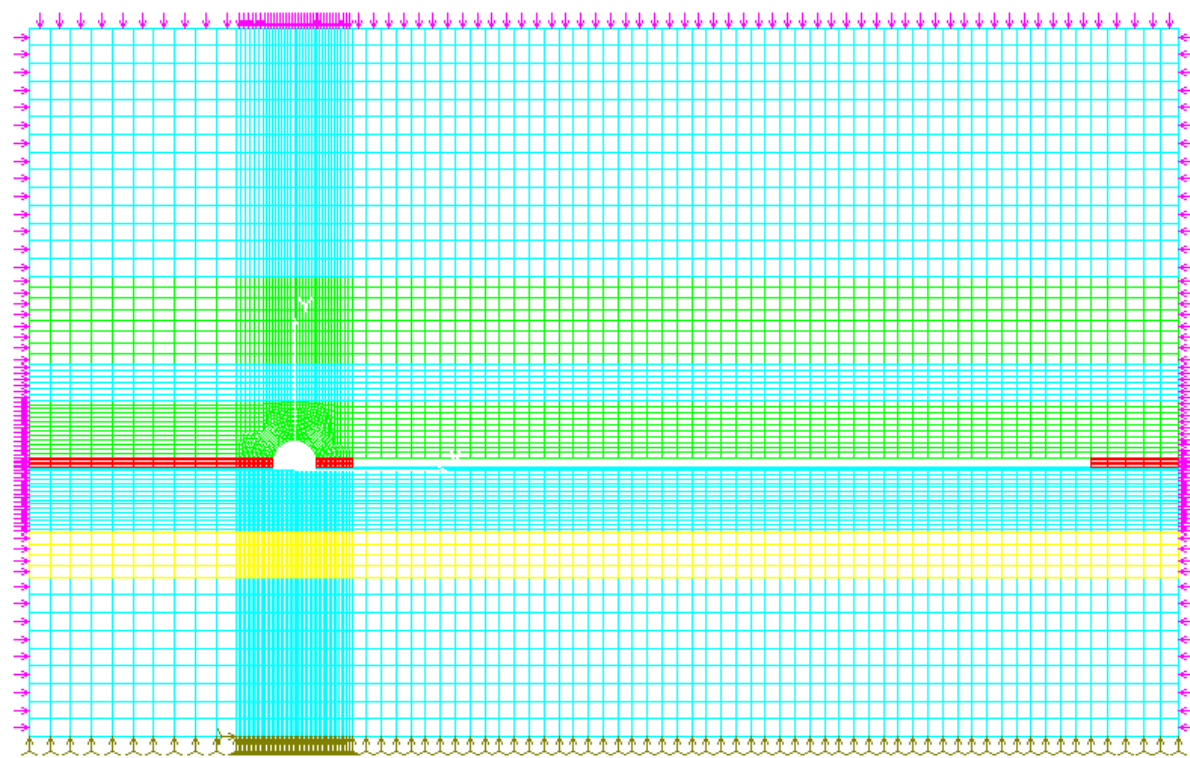


Рис 3.10 - Звичайно-елементна апроксимація  
розрахункової схеми (ситуація 2)

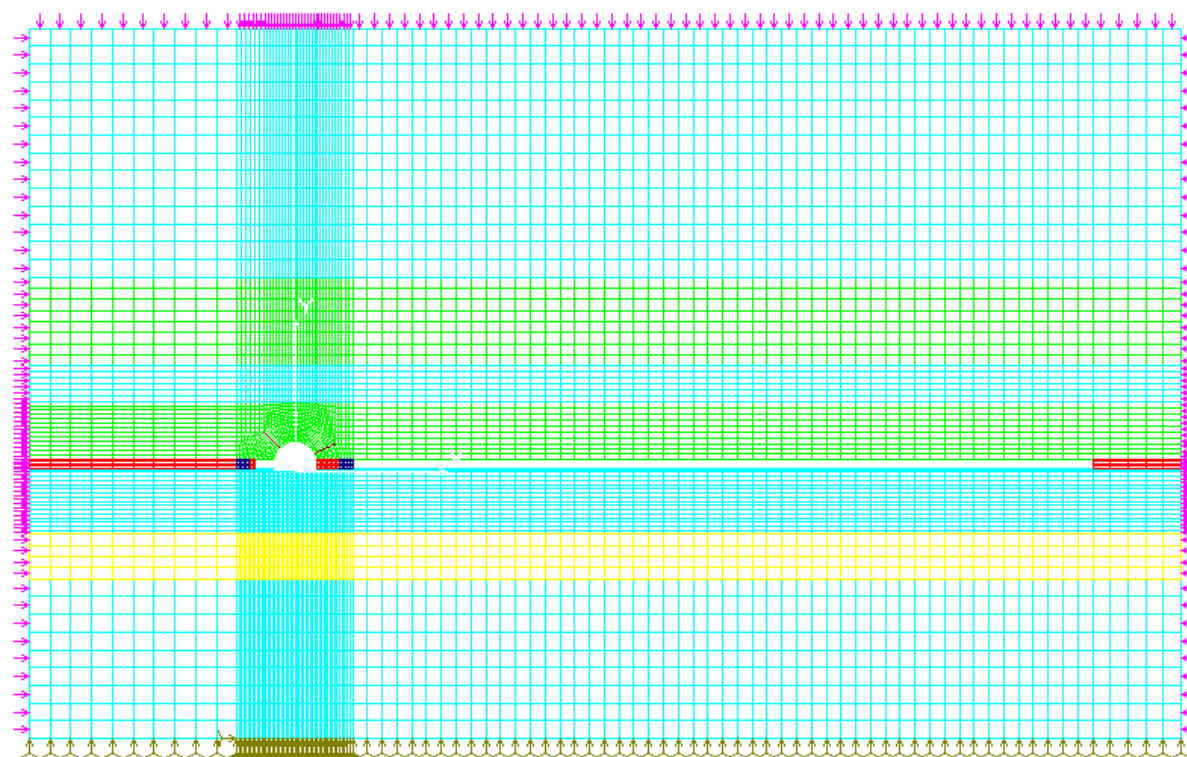


Рис. 3.11 - Звичайно-елементна апроксимація  
розрахункової схеми (ситуація 7)

Як видно з рис. 3.10 та 3.11, для розбиття області застосовуються лінійні чотирикутні плоскі елементи. Різними кольорами показана слоїстість гірського масиву, а також анкери та зони камуфлетних вибухів.

Для описаних вище розрахункових схем процес сходиться протягом 6-7 ітерацій в залежності від складності розрахункової схеми. Блок-схема обчислювальної програми, що реалізує дану процедуру, представлена на рис. 3.12.

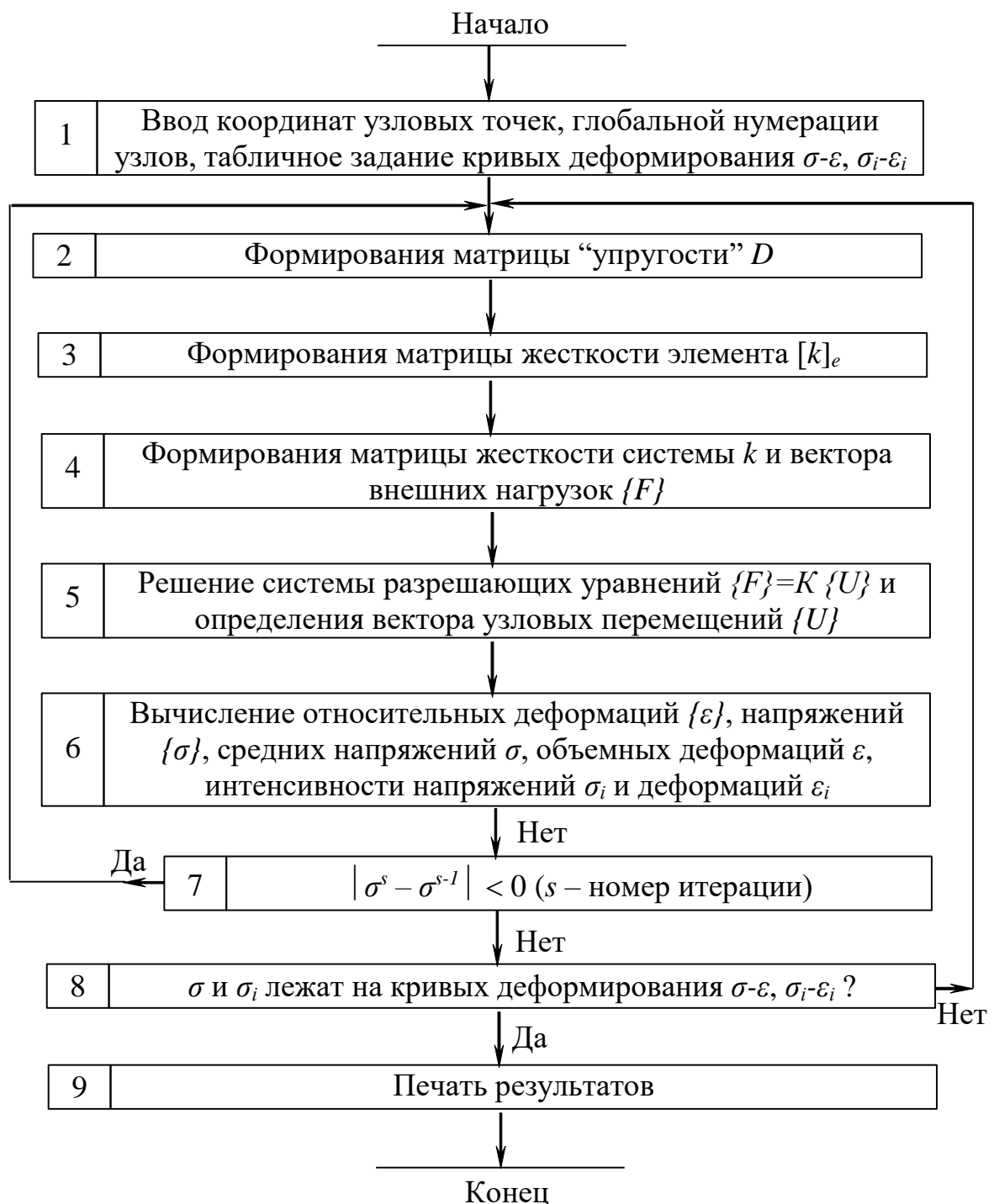


Рис. 3.12 - Блок-схема обчислювальної програми

На основі аналізу компонентів тензора напружень в центрі та вузлах скінченних елементів виконувалася якісна та кількісна оцінка змін, які вносить в напружений стан приконтурного масиву вступ різних послаблюючих елементів: порожнини, що імітують вироблений простір лави, зон переущільнення порід внаслідок камуфлетного підривання, порожнини, що імітують розкоску. Найбільш комплексну оцінку цих змін дає картина розподілу відносної величини  $\sigma_e/R_c$  в околиці підготовчої виробки, яка приведена на рис. 3.13 ... 3.16.

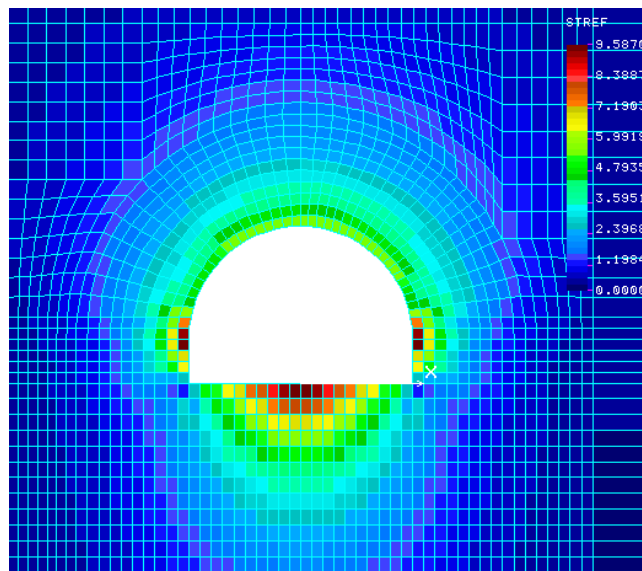


Рис. 3.13 - Картина розподілу величини  $\sigma_e/R_c$  в околиці підготовчої виробки (ситуація 1)

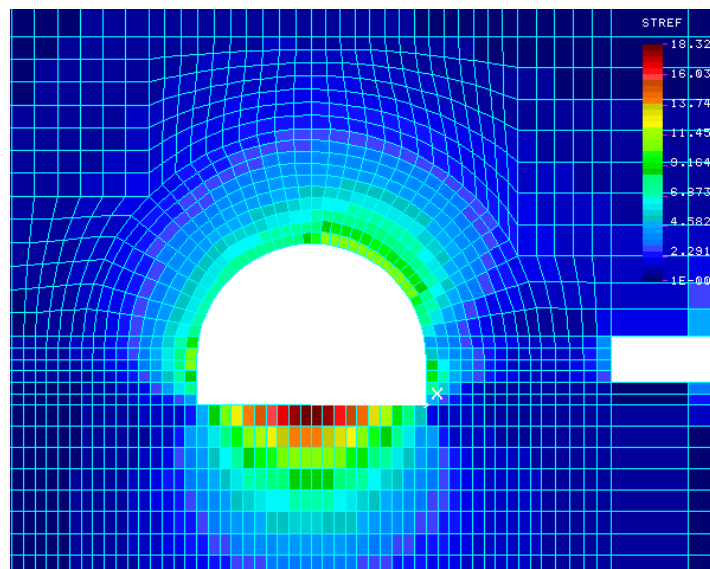


Рис. 3.14 - Картина розподілу величини  $\sigma_e/R_c$  в околиці підготовчої виробки (ситуація 2)

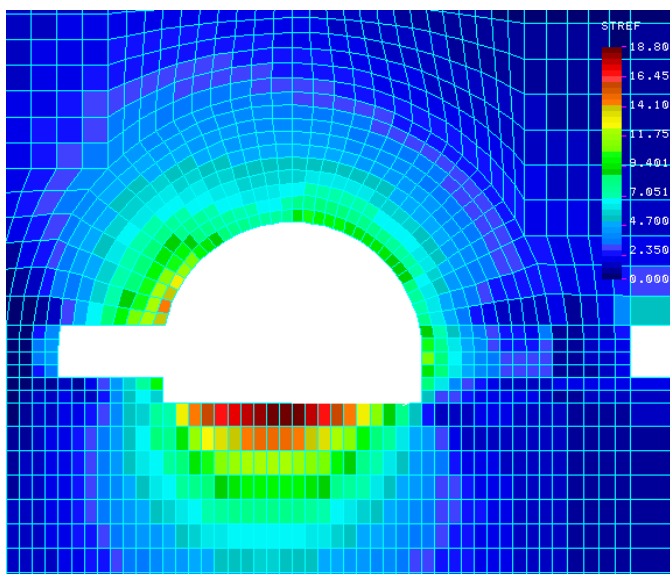


Рис. 3.15 - Картина розподілу величини  $\sigma_e/R_c$  в околиці підготовчої виробки (ситуація 5)

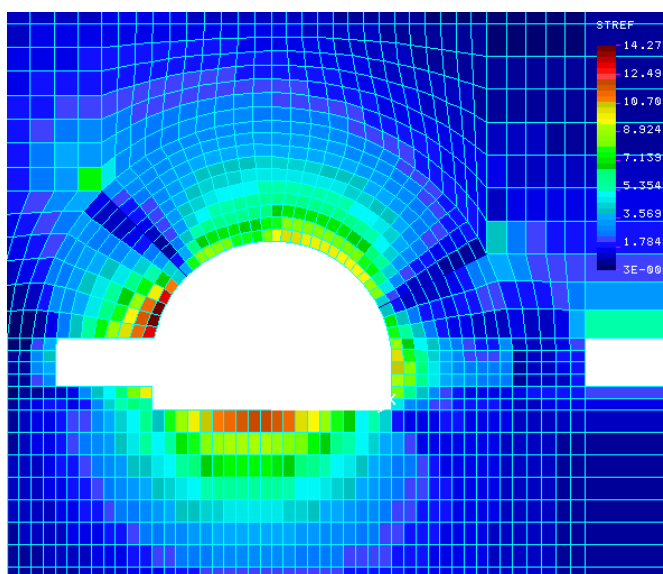


Рис. 3.16 - Картина розподілу величини  $\sigma_e/R_c$  навколо підготовчої виробки (ситуація 7)

За результатами розрахунків побудована залежність зміни величини  $\sigma_e/R_c$  в околиці підготовчої виробки від розглянутої ситуації рис. 3.17.

Наявність очисної виробки призводить до значного збільшення напружень на контурі підготовчої виробки (в підосві на 90%, в покрівлі на 61%) (рис. 3.17).

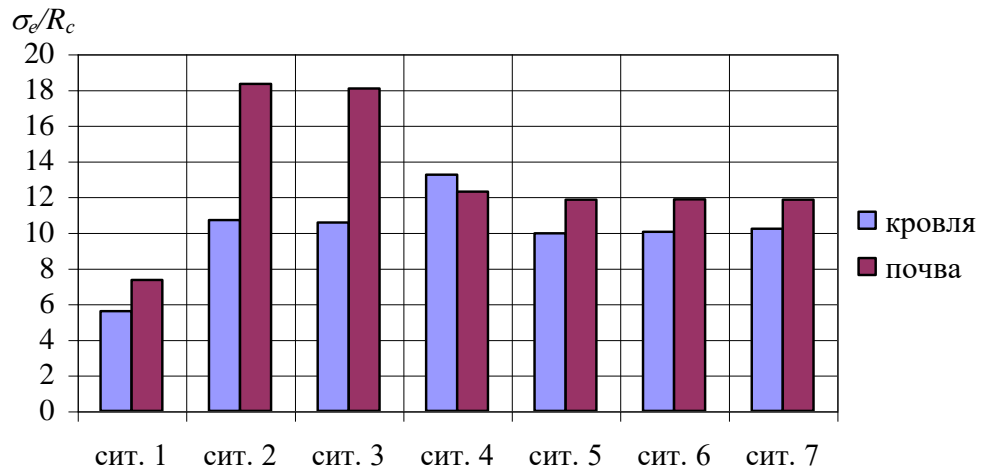


Рис. 3.17 - Зміна величини  $\sigma_e/R_c$  в околиці підготовчої виробки в залежності від ситуації, що розглядається

Величина відносини  $\sigma_e / R_c$  в характерних точках в підшві підготовчої виробки при виконанні камуфлетного підривання знижується на 37% (рис. 3.15 ... 3.17).

Напруження в покрівлі підготовчої виробки практично рівні (сит. 2, 3, 5, 6, 7), тільки при камуфлетному підриванні дещо збільшується (сит. 4) (мал. 3.17).

При наявності розкоски максимальні напруги в підшві підготовчої виробки зміщуються в бік масиву (рис. 3.17).

На рис. 3.18 ... 3.21 прилеглі до виробок зони розпушення показані синім кольором. Оскільки критерій розпушення визначено для кінцевого елемента в цілому, межі зони збігаються з межами відповідних елементів. З огляду на деякій грубості розбиття далеко від виробки кордону зони недостатньо гладкі. Проте, рис. 3.18 ... 3.21 дають уявлення про загальну форму та розмірах області розпушення.

Усереднений відносний радіус розпушення навколо підготовчої виробки становить: ситуація 1 - 2,41, ситуація 2 - 2,56, ситуація 5 - 2,66; ситуація 7 - 2,66. При наявності лави відносний радіус розпушення зростає (рис. 3.19), поява розкоски також призводить до збільшення радіусу (рис. 3.20), а установка анкерів не впливає на зовнішній радіус зони розпушення (рис. 3.20 і 3.21).

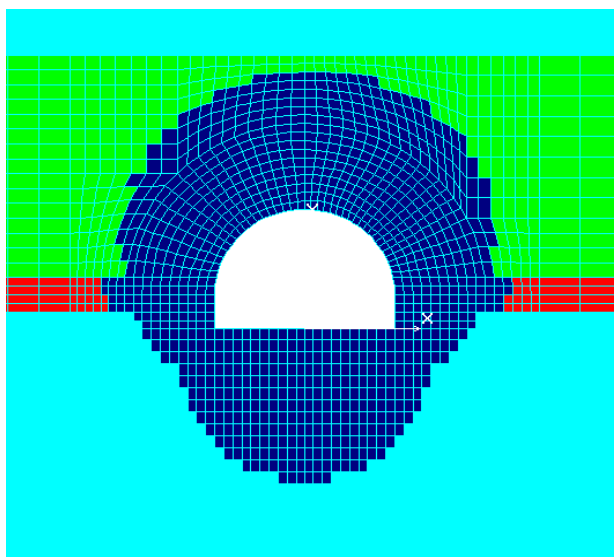


Рис. 3.18 - Прилегла до вироблення зона розпушення (ситуація 1)

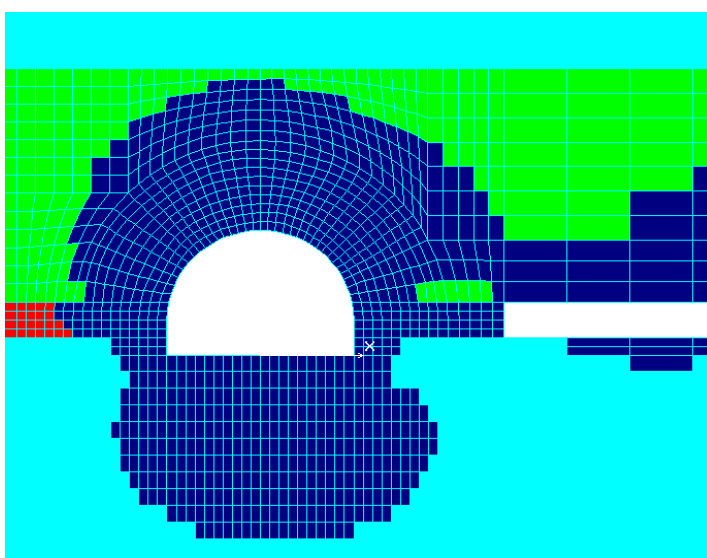


Рис. 3.19 - Прилегла до вироблення зона розпушення (ситуація 2)



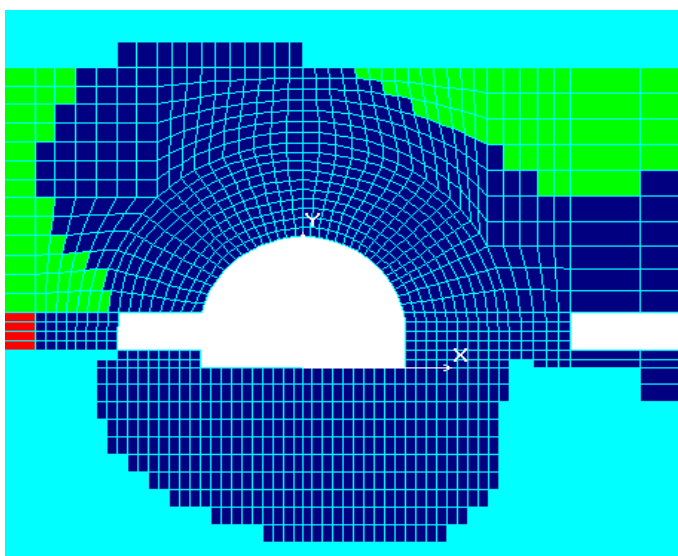


Рис. 3.20 - Прилегла до вироблення зона розпушення (ситуація 5)

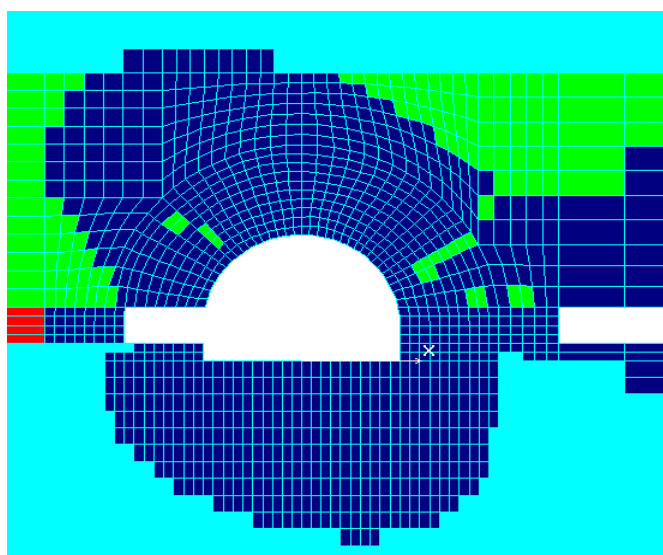


Рис. 3.21 - Прилегла до вироблення зона розпушення (ситуація 7)

На рис. 3.22 ... 3.28 приведена картина неоднорідності зон повних переміщень різного рівня в околиці підготовчої виробки для всіх розглянутих ситуацій. Рівні переміщень (в метрах) даються на кольоровій шкалі справа.

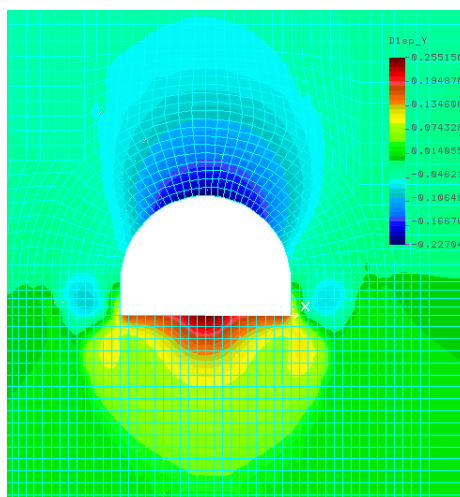


Рис. 3.22 - Картина розподілу повних переміщень (ситуація 1)

Як видно з рис. 3.22 ... 3.28 точка максимального підняття порід підосви підготовчої виробки знаходиться: виробка в незайманому масиві - по центру (рис. 3.22), при наявності лави - незначно (0,15 ... 0,2 м) зміщується в бік невідпрацьованої частини вугільного пласта (рис. 3.23 ... 3.25), при наявності лави та роскіски - зміщення в сторону невідробленої частини вугільного пласта складають 0,5 ... 0,6 м (рис. 3.26 ... 3.28).

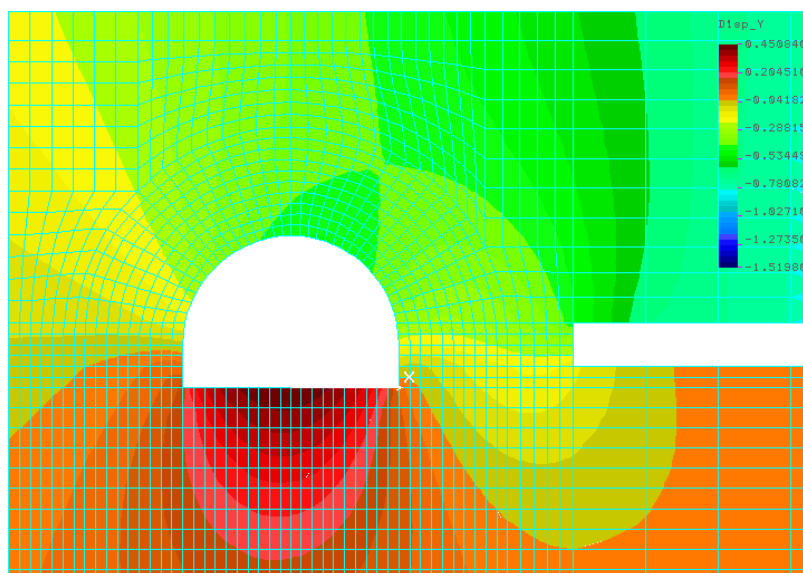


Рис. 3.23 - Картина розподілу повних переміщень (ситуація 2)

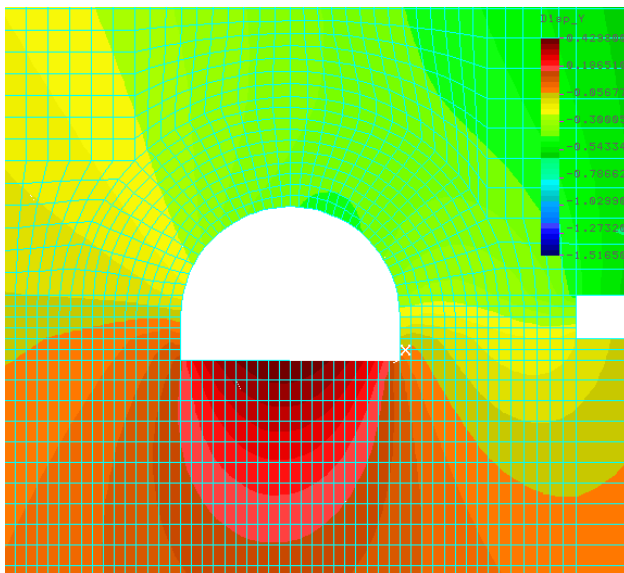


Рис. 3.24 - Картина розподілу повних переміщень (ситуація 3)

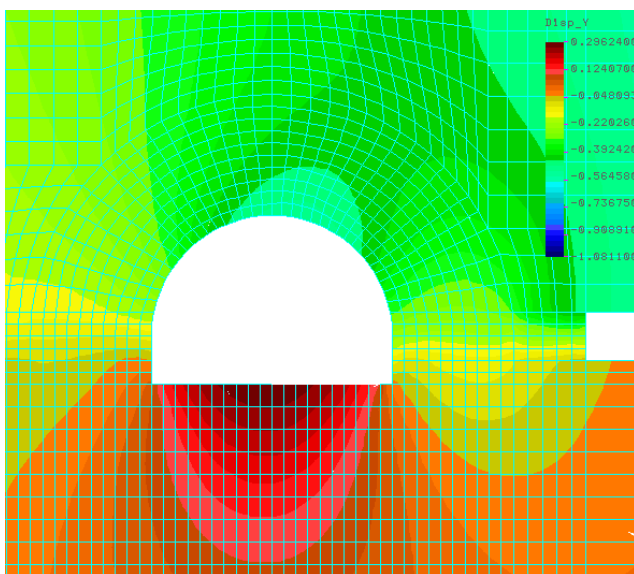


Рис. 3.25 - Картина розподілу повних переміщень (ситуація 4)

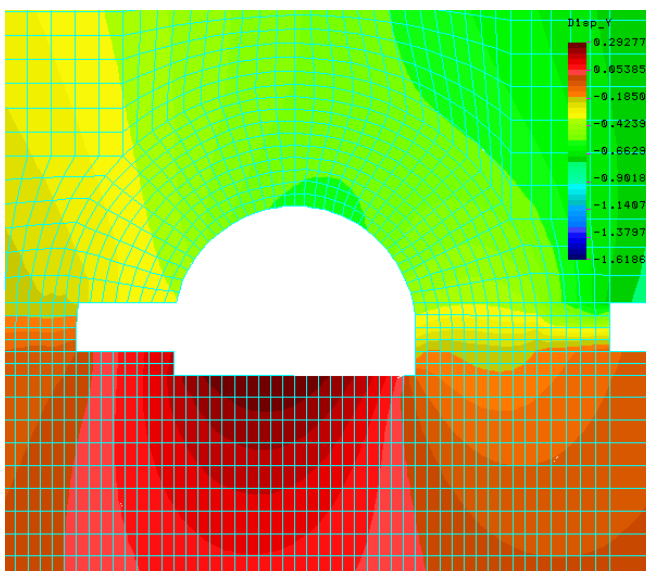


Рис. 3.26 - Картина розподілу повних переміщень (ситуація 5)

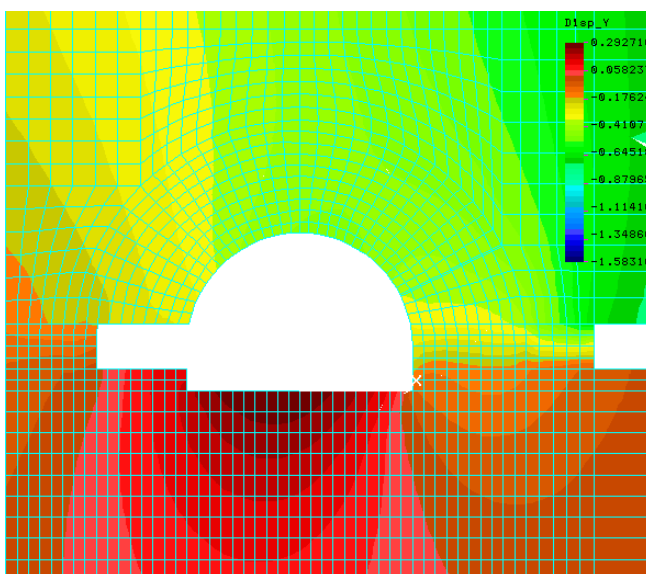


Рис. 3.27 - Картина розподілу повних переміщень (ситуація 6)

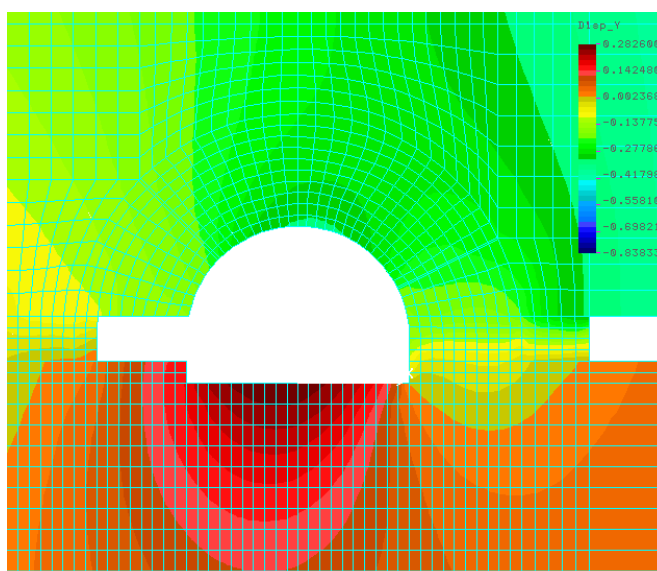


Рис. 3.28 - Картина розподілу повних переміщень (ситуація 7)

За результатами чисельних розрахунків побудовані залежності зміни зсувів в підготовчій виробці та розкоски в залежності від розглянутої ситуації (рис. 3.29 і 3.30).

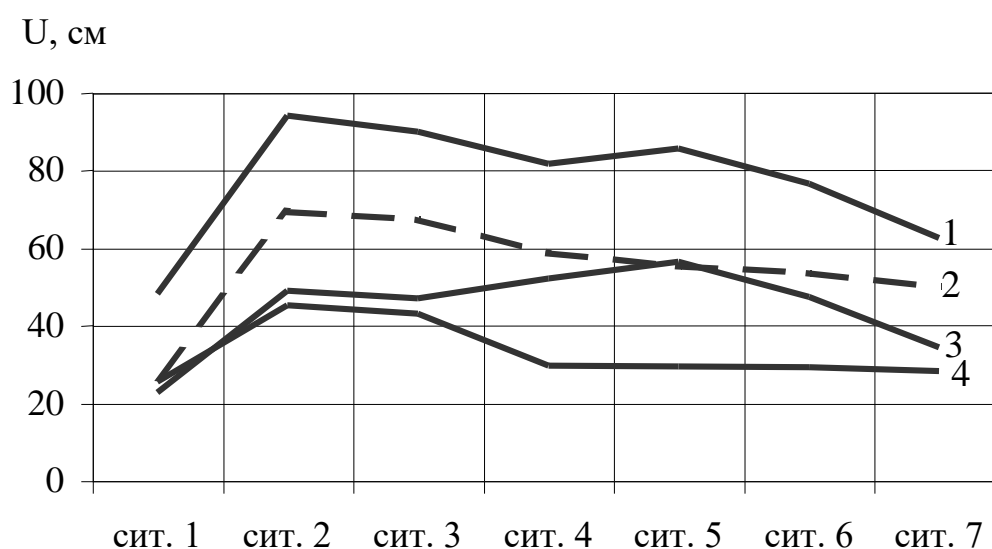


Рис. 3.29 - Зміни величин зміщення контуру підготовчої виробки в залежності від ситуації, що розглядається: 1 - вертикальна конвергенція; 2 - горизонтальна конвергенція; 3 - зміщення покрівлі; 4 - зміщення підосви.

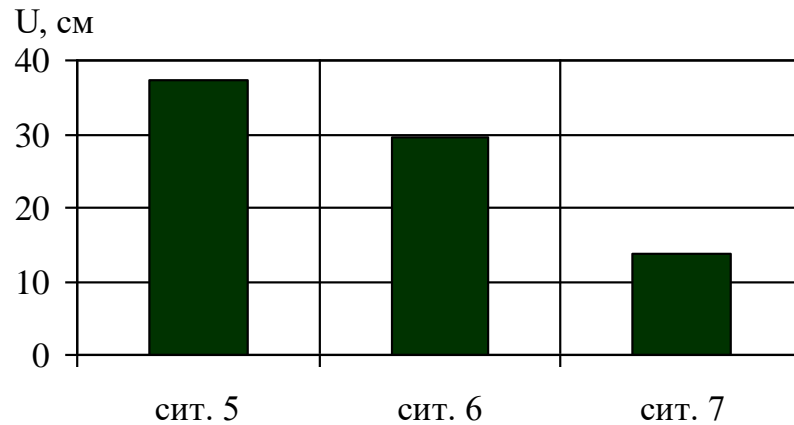


Рис. 3.30 - Зміна величини вертикальної конвергенції в розкосці в залежності від ситуації, що розглядається

При виконанні всіх заходів по охороні та підтриманню підготовчої виробки, запропонованих в даній роботі, призведе до зменшення величин зсувів вертикальної і горизонтальної конвергенції, покрівлі та підшви (рис. 3.29). Наявність анкера над розкоскою зменшує величину конвергенції в розкосці більш ніж в два рази (рис. 3.30).

Згідно з дослідженнями, наведеними в роботі [25], для забезпечення мінімального необхідного ступеня розпушення вугілля досить підривати 400 г Вугленіту 13П / 1, що забезпечує зменшення модуля пружності вугільного пласта в 40 разів [26]. Таким чином, при виконанні вибухових робіт приймаємо відповідно до пилогазового режиму шахти вказану вище вибухову речовину в кількості 2 патрона на один шпур (маса патрона 200 г). Були виконані дослідження по визначенню відстані між шпурами при їх глибині - 2,2 ... 2,5 м, результати яких приведені на рис. 3.31.

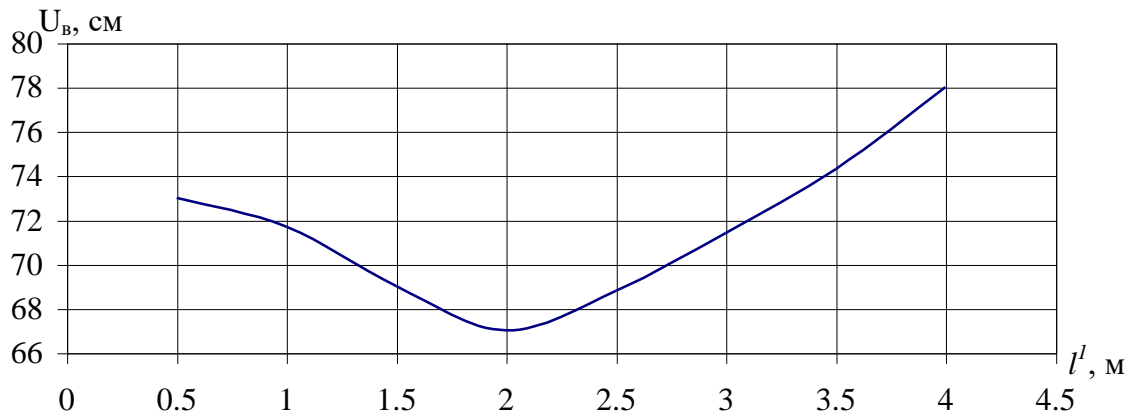
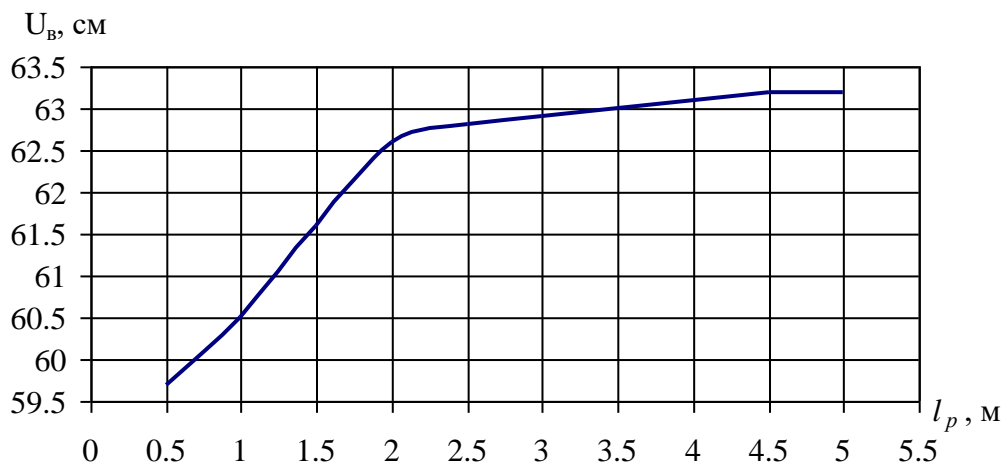


Рис. 3.31 - Зміна величини вертикальної конвергенції  
в підготовчій виробці в залежності від відстані  
між шпурами камуфлетних зарядів

Виконання камуфлетного підривання в боках підготовчої виробки призводить до зменшення величини горизонтальної конвергенції на 13%, до зменшення величини вертикальної конвергенції на 11%, до зменшення величини підняття підосви підготовчої виробки на 31% (рис. 3.29), але до збільшення зсувів в покрівлі. Як видно з рис. 3.31 найменша величина вертикальної конвергенції буде при розташуванні шпурів на відстані 2,0 м. Тому, в подальшому, була рекомендована ця величина, як найбільш раціональна.

Для визначення раціональної величини розкоски було досліджено 10 моделей ( $l_p = 0,5 \dots 5,0 \text{ м}$ ), для умов, описаних в ситуації 7. Критерій оцінки - вплив розмірів розкоски на величину вертикальної конвергенції в підготовчій виробці та обсяг підриваємих порід підосви.

За результатами розрахунків побудована залежність рис. 3.32.



Малюнок 3.32 - Зміна величини вертикальної конвергенції в підготовчій виробці в залежності від ширини розкоски

Виходячи зі зміни величини вертикальної конвергенції у підготовчій виробці та обсягів підриваємої породи встановлено, що найбільш раціональний розмір розкоски становить 2 ... 2,5 м (рис. 3.32). Оскільки при збільшенні розмірів розкоски величина вертикальної конвергенції в підготовчій виробці змінюється не суттєво та розмір розкоски 2 ... 2,5 м достатній для розміщення в ній порід від проведення підривання.

Для визначення місця та кута установки анкерів було досліджено понад 11 моделей. Критерій оцінки працездатності анкерів - величина зміни вертикальної конвергенції в підготовчій виробці. Варіювався кут нахилу анкера до горизонту ( $\angle$ ), висота установки ( $h$ ) та кількість анкерів. Промодельовати такі варіанти (рис. 3.33 та 3.34):

- 1 - один анкер з боку лави ( $\angle 60^0$ ,  $h = 2,5$  м);
- 2 - один анкер з боку лави ( $\angle 45^0$ ,  $h = 2,5$  м);
- 3 - один анкер з боку лави ( $\angle 30^0$ ,  $h = 2,5$  м);
- 4 - один анкер з боку лави ( $\angle 45^0$ ,  $h = 2,0$  м);



5 - один анкер з боку лави ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м);

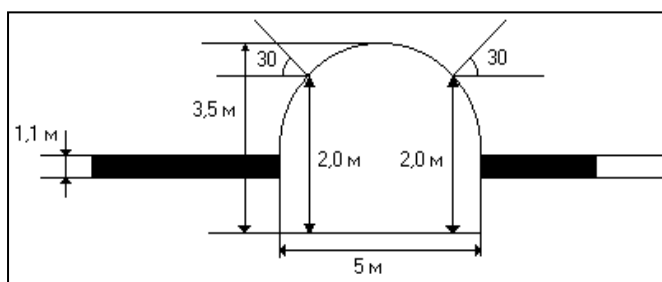
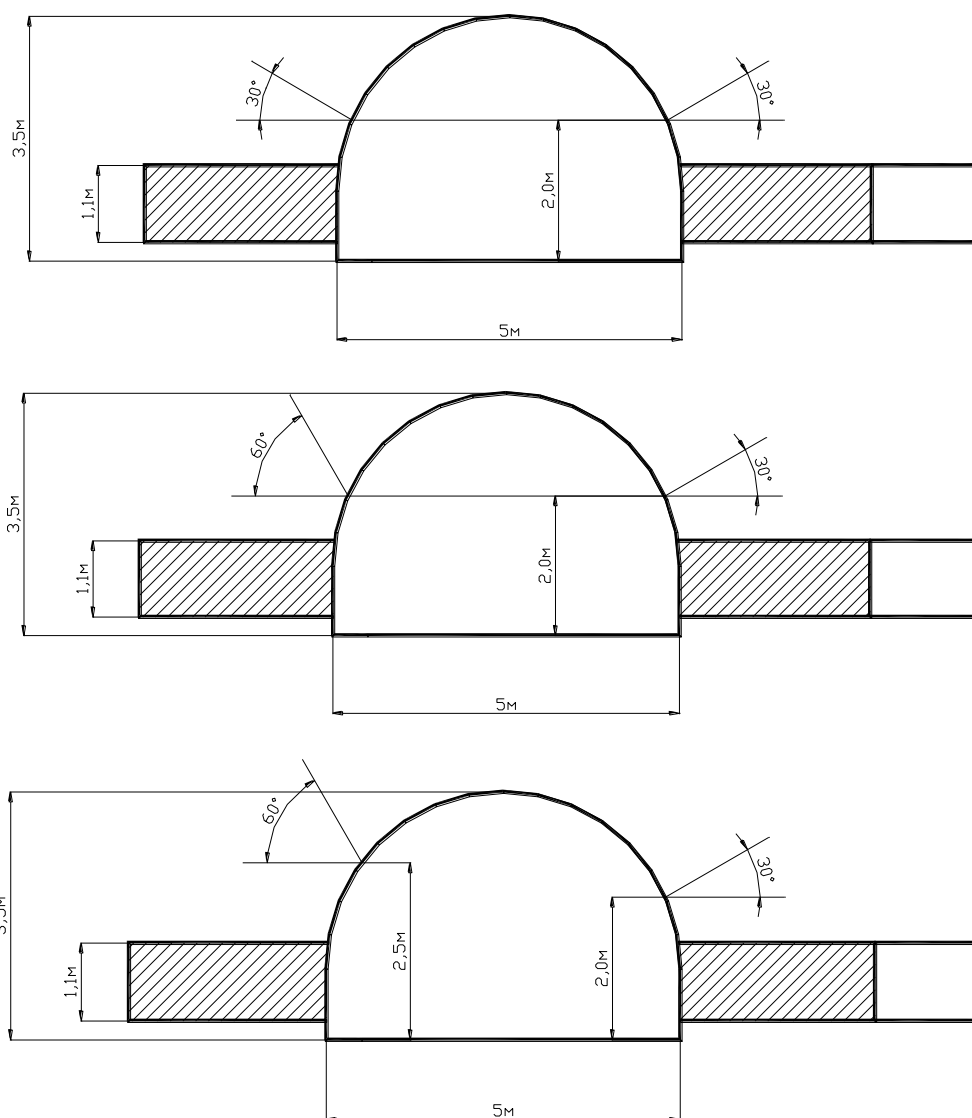


Рис. 3.33 - Схеми для розрахунку місця і кута установки анкерів



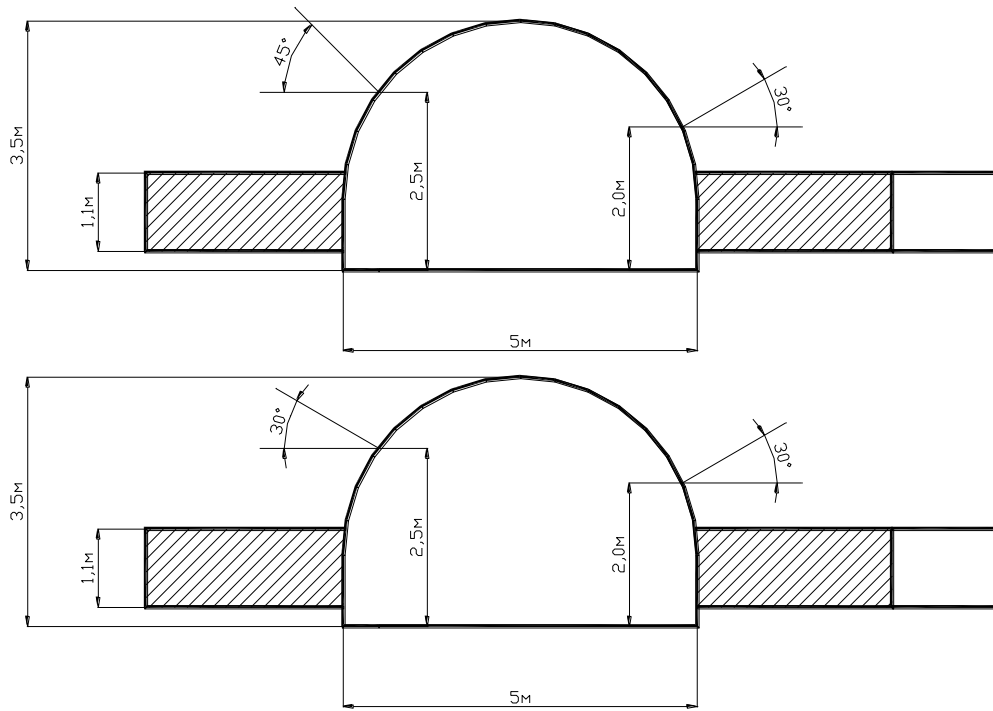


Рис. 3.34 - Схеми для розрахунку місця і кута установки анкерів

6 - два анкери: один з боку лави ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м), інший з боку масиву ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м);

7 - два анкери: один з боку лави ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м), інший з боку масиву ( $\angle 45^\circ$ ,  $h = 2,0$  м);

8 - два анкери: один з боку лави ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м), інший з боку масиву ( $\angle 60^\circ$ ,  $h = 2,0$  м);

9 - два анкери: один з боку лави ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м), інший з боку масиву ( $\angle 60^\circ$ ,  $h = 2,5$  м);

10 - два анкери: один з боку лави ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м), інший з боку масиву ( $\angle 45^\circ$ ,  $h = 2,5$  м);

11 - два анкери: один з боку лави ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,0$  м), інший з боку масиву ( $\angle 30^\circ$ ,  $h = 2,5$  м).

На рис. 3.35 представлена зміна величини вертикальної конвергенції в підготовчій виробці в залежності від кількості, місця та кута установки анкерів.

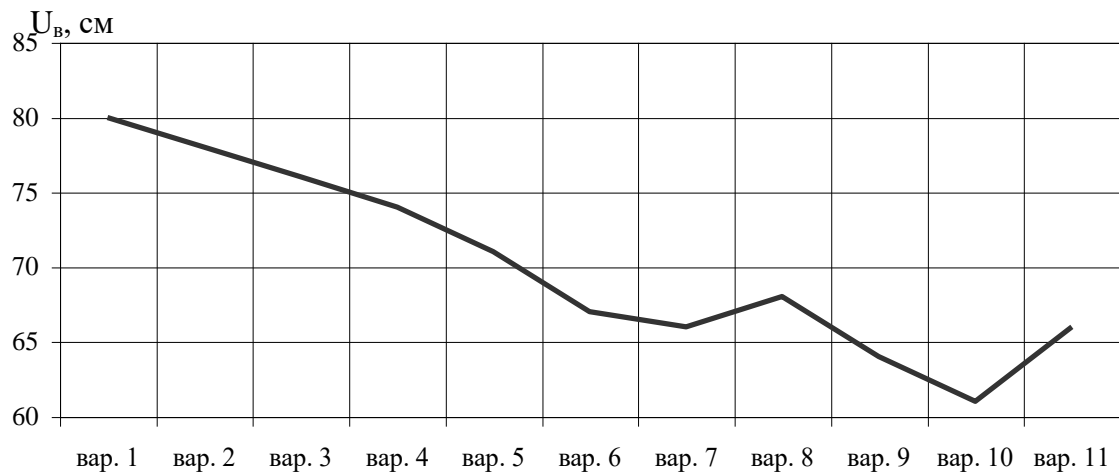


Рис. 3.35 - Зміна величини вертикальної конвергенції  
в підготовчій виробці в залежності від кількості,  
місця та кута установки анкерів

При установці двох сталеполімерних анкерів жорстко пов'язаних з аркою з боку лави під кутом  $30^\circ$  на висоті 2,0 м і з боку цілика під кутом  $45^\circ$  на висоті 2,5 м від підшви виробки (ситуація 7, варіант 10), при всіх інших рівних умовах, призводить до найменшої вертикальної конвергенції в підготовчій виробці (рис. 3.35). Таке розташування анкерів є найбільш раціональним.

## ВИСНОВКИ

1. Виконання запропонованих в даній роботі заходів по підтриманню підготовчої виробки призводить до зниження напруження в підшві виробки на 37%, зменшення горизонтальної та вертикальної конвергенції на 26% (17,3 см) і 30,5% (27,3 см), відповідно, зменшенню конвергенції в розкосці на 62%.

2. Можливо забезпечити достатню стійкість підготовчої виробки, закріпленим арочним податливим кріпленням, при проході лави виконавши наступні заходи з підтримки: в боках виробки камуфлетне підривання, з боку масиву розкоска шириною 2 ... 2,5 м, установка з боку лави під кутом  $30^\circ$  на висоті 2,0 м і з боку цілика під кутом  $45^\circ$  на висоті 2,5 м від підшви виробки сталеполімерних анкерів довжиною 2,5 м, жорстко пов'язаних з аркою.

3. Стійкість підготовчих виробок в розглянутих гірничо-геологічних умовах забезпечується шляхом застосування комбінованого геомеханічного способу управління гірським тиском та оцінюється величиною вертикальної

конвергенції, нелінійно залежить від параметрів способу: кількості та кута установки анкерів, довжини розкоски, відстань між шпурами камуфлетних зарядів.

4. Для умов шахти ім. М.І. Сташкова ситуація 7, описана в даній роботі, є найкращою комбінацією технічних рішень, що забезпечують реалізацію запропонованого способу, при якому зменшується величина горизонтальної та вертикальної конвергенції у виробці на 30%. Рекомендовані параметри способу: розкоска шириною 2 ... 2,5 м, з боку лави під кутом 30° на висоті 2,0 м та з боку цілика під кутом 45° на висоті 2,5 м від підосви виробки сталеполімерні анкери довжиною 2,5 м, жорстко пов'язаних з аркою, камуфлетне підривання: глибина шпурів 2,2 ... 2,5 м, маса заряду 400 г, відстань між шпурами 2,0 м.

## РОЗДІЛ IV

### ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ

#### **4.1 Основні проектно-кошторисні параметри запропонованого способу охорони та підтримання підготовчих виробок**

Проектно-кошторисна документація будівництва та підтримки підготовчих виробок включає стандартний набір кошторисної документації. У розділі економічне обґрунтування відображені документи на проведення і підтримання підготовчих виробок:

- локальні кошториси на проведення і підтримання та охорону підготовчих виробок;

- об'єктний кошторис;
- відомість ресурсів до об'єктного кошторису;
- договірна ціна.

Локальний кошторис відображає всі роботи, що виконуються при будівництві та підтриманні конкретної виробки, а також їх вартість і трудомісткість. Відомість ресурсів включає перелік матеріалів та механізмів, а також їх вартість. Об'єктний кошторис об'єднує загальну вартість і трудомісткість робіт на проходку та підтримання виробок. Договірна ціна (ціна тендерної пропозиції) включає вартість будівництва та підтримання виробок з урахуванням податків, додаткових витрат та індексації витрат, пов'язаних зі зміною вартості робіт і матеріалів з плином часу (інфляція і т.д.).

Розрахунок параметрів економічного обґрунтування виконано за допомогою програмного комплексу «Строительные технологии – Смета 0510 © Computer Logic ® Ltd.».

Документація складена на підставі:

- Правил визначення вартості будівництва (ДСТУ Б Д.1.1-1:2013);
- Ресурсних елементних кошторисних норм на будівельні роботи (РЕКН) (ДБН Д.2.2-99);

Локальні кошториси формувалися на підставі збірника Е35 «Гірничо-прохідницькі роботи».

#### **4.2 Розрахунок економічної ефективності нового способу охорони та підтримання підготовчих виробок**

Новий спосіб охорони та підтримання підготовчих виробок має значні економічні переваги в порівнянні зі способами застосовувані на шахті. Економія в основному досягається за рахунок скорочення витрат на підтримку вироблення в період експлуатації, зменшення обсягів підривання порід підпошви, які здимаються, відсутність транспортування порід після підривання. У додатку наводиться розрахунок порівняльної економічної ефективності

застосування нового способу в підготовчих виробках, який вираховується за прямими витратами в грошовому виразі.

При цьому враховуються витрати на:

- 1) підривання порід підпошви;
- 2) транспортування порід після підривання;
- 3) установка кріплення посилення;
- 4) проведення та кріплення розкоски;
- 5) анкерне кріплення;
- 6) перестилання рейкового шляху.

Витрати на підтримку підготовчих виробок при новому способу порівнюються з витратами на підтримку виробок при застосуванні шахтного способу. Витрати відносяться на 1 п.м довжини виробки.

Загальний економічний ефект застосування нового способу у підготовчих виробках складається із загальної економічної ефективності його застосування за всіма виробками, наявних на шахті.

$$E = S_1 - S_2 = 8029,553 - 4529,103 = 3500,43 \text{ тис. грн.}$$

Для шахти ім. М.І. Сташкова очікуваний загальний економічний ефект складе 3500,43 тис. грн на 1000 п.м.

## ВИСНОВКИ

В результаті порівняння вартості шахтного та запропонованого в роботі способів охорони та підтримання підготовчих виробок, економічна ефективність другого підтверджується отриманим економічним ефектом, який склав 3,5 тис. грн. на 1 п.м.

## **ВИСНОВОК**

Основні наукові та практичні результати роботи полягають в наступному:

1. Аналіз стану виробок шахти ім. М.І. Сташкова показує, що в умовах, що склалися металеве арочне кріплення та існуючі способи охорони та підтримання не в повній мірі забезпечують експлуатаційний стан підготовчих виробок. Причиною незадовільного їх стану в умовах шахти є здимання порід підшви.



2. На основі математичного моделювання деформаційних процесів навколо сполучення лави та штреку встановлено закономірності зміни НДС масиву в залежності від характеристик засобів охорони підготовчої виробки, що дозволило для умов шахти ім. М.І. Сташкова визначити раціональні параметри нового комплексного способу запобігання негативного впливу гірського тиску в зоні впливу очисних робіт, а саме: глибина шпурів для камуфлетного підривання - 2,2 ... 2,5 м; відстань між шпурами - 2,0 м, ширина розкоски з боку масиву - 2,0 ... 2,5 м; кути установки анкерів - 450 з боку масиву і 300 з боку лави, висота установки анкерів від підшви - 2,5 та 2,0 м відповідно, довжина анкерів - 2,5 м.

3. Очікуваний економічний ефект від реалізації запропонованого способу охорони та підтримання підготовчих виробок по шахті ім. М.І. Сташкова складе 3500,43 тис. грн на 1000 п.м.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Глушко В.Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах. – К.: Наукова думка, 1971. – 195 с.
2. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт / И.Ю. Заславский, В.Ф. Компанец, А.Г. Файвишенко, В.М. Клещенко / Под ред. И.Ю. Заславского. – М.: Недра, 1991. – 235 с.
3. Борzych А.Ф., Данилов А.А., Тоцкий А.В. Расчет ожидаемых нагрузок на опоры из железобетонных блоков для охраны подготовительных выработок // Уголь. – 1988. – № 9. – С. 11-14.
4. Диманштейн А.С., Чакветадзе Ф.А. Охрана Выемочных выработок полосами из твердеющих материалов на шахтах ПО “Ровенькиантрацит” // Вопросы проведения, крепления и поддержания горных выработок. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1988. – С. 95-99.
5. Каталог типовых условий эксплуатации механизированных комплексов на пологонаклонных (до  $35^0$ ) пластах / А.А. Орлов, Б.К. Мышляев, С.Г. Баранов и др. – Л.: ВНИМИ, 1985. – Ч.1. – 235 с.
6. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Л.: ВНИМИ, 1984. – 147 с.
7. Бенерджи П., Батеерфилд Р. Методы граничных элементов в прикладных науках: Пер. с англ. – М.: Мир, 1984. – 494 с.
8. Векслер Ю.А., Жданкин Н.А., Колоколов С.Б. Решение пространственной задачи упругости для подготовительной выработки // ФТПРПИ. – 1981. – № 4. – С. 15-23.
9. Векслер Ю.А., Жданкин Н.А., Колоколов С.Б. Анализ объемного напряженно-деформированного состояния массива пород в окрестности забоя горной выработки // Аналитические и численные исследования в механике горных пород. – Новосибирск.: ИГД. – 1981. – С. 70-72.

10. Петухов И.М., Зубков В.В., Зубкова И.А. и др. Напряженное состояние массива горных пород около очистных выработок произвольной формы в плане // ФТПРПИ. – 1982. – № 5. – С. 3-8.
11. Новикова Л.В., Уланова Н.П., Касем Абдулах. Оценка влияния забоя выработки на напряженно-деформированное состояние крепи соседних выработок и окружающих пород // Науковий вісник НГА України. – 1998. – № 1. – С. 29-31.
12. Сдвижкова Е.А. Численный анализ работы металлической рамной крепи в условиях случайного нагружения // Горный информационный аналитический бюллетень. – 1997. – № 4. – С. 163-166.
13. Розин Л.А. Расчет гидротехнических сооружений на ЭЦВМ. Метод конечных элементов. – Л.: Энергия, 1971. – 214 с.
14. Розин Л.А. Метод конечных элементов в приложении к упругим системам. – М.: Стройиздат, 1977. – 129 с.
15. Зенкевич О., Чанг И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред: Пер. с англ. – М.: Недра, 1974. – 239 с.
16. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов: Пер. с англ. – М.: Мир, 1979. – 392 с.
17. Стренг Г., Фикс Дж. Теория метода конечных элементов: Пер. с англ. – М.: Мир, 1977. – 350 с.
18. Деклу Ж. Метод конечных элементов: Пер. с фран. – М.: Мир, 1976. – 96 с.
19. Амусин Б.З., Фадеев А.Б. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики. – М.: Недра, 1975. – 144 с.
20. Амусин Б.З. Расчет взаимодействия крепи подземных выработок некругового очертания с неоднородным вязкоупругим массивом горных пород // ФТПРПИ. – 1979. – № 2. – С. 100-102.
21. Ержанов Ж.С., Каримбаев Т.Д. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород. – Алма-Ата.: Наука, 1975. – 238 с.

- 22.Амусин Б.З., Троицкий А.П., Фадеев А.Б. Применение метода конечных элементов к задачам горной геомеханики // Тезисы докладов к конференции по применению ЭВМ в строительной механике. – М.: 1972. – С. 16-20.
- 23.Новикова Л.В., Калашников А.И., Лесников В.С. Распределение напряжений в массиве горных пород на участке сопряжения двух выработок // Изв. ВУЗов. Горный журнал. – 1984. – № 2. – С. 25.
- 24.Панишко А.И. Обоснование параметров рамно-анкерной крепи подготовительных выработок в условиях шахт ГХК "Шахтерскантрацит": Дисс.....канд. техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 2001. – 153 с.
- 25.Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Взрывные технологии в промышленности. М.: Изд-во МГГУ, 1994. – 239 с.
- 26.Рязанцев А.П. Влияние степени разрыхления пород демпферной зоны на параметры способа борьбы с пучением пород почвы // Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ. – 2004. – Вип. 1/2004 (24). – С. 72-75.